

Ministry of Education of the Republic of Belarus  
Belarusian National Technical University  
Tula State University  
Donetsk National Technical University

---

## **Socio-economic and Environmental Problems of the Mining Industry, Building and Energetics**

COLLECTED SCIENTIFIC PAPERS  
The 9th International Conference on the Mining Industry,  
Building and Power Engineering Problems

Minsk – Tula – Donetsk  
29–31 October 2013

In 2 volumes

Volume 1

*Under the editorship  
of Doctor of science, Professor A. Kopilov,  
Candidate of technical science, Associate professor I. Basalay*

Minsk  
BNTU  
2013

Министерство образования Республики Беларусь  
Белорусский национальный технический университет  
Тульский государственный университет  
Донецкий национальный технический университет

---

---

**Социально-экономические и экологические  
проблемы горной промышленности,  
строительства и энергетики**

СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ  
9-й Международной конференции по проблемам  
горной промышленности, строительства и энергетики

Минск – Тула – Донецк  
29–31 октября 2013 г.

В 2 томах

Том 1

*Под общей редакцией  
д-ра техн. наук, проф. А.Б. Копылова  
и канд. техн. наук, доц. И.А. Басалай*

Минск  
БНТУ  
2013

УДК 622:001.12/18:504.062(1/9);620.9+502.7+614.87

ББК 65.304.11я43

С69

Рецензенты:

д-р техн. наук, проф. *Ф.А. Романюк*,

д-р техн. наук *Б.И. Петровский*,

д-р техн. наук *В.Я. Щерба*

Reviewers:

doctor of science, prof. *F.A. Romanyuk*,

doctor of science *B.I. Petrovsky*,

doctor of science *V.Ya. Shcherba*

В сборнике представлены материалы научных исследований по эффективным технологиям в области геоэкологии, геотехнологиям, мониторингу природно-техногенной среды, технологиям переработки и хранения отходов производства, экономике природопользования, механике материалов и строительных конструкций; технологиям и экологическим проблемам строительных материалов; эксплуатации, обследованию и усилению строительных конструкций; архитектуре и архитектурному проектированию; технологии, организации, управлению и экономике строительного производства; энергетике, энергосбережению, электрооборудованию и электрообеспечению; теплогаснабжению. Предложены способы оценки, прогнозирования и контроля техно-генного загрязнения окружающей среды.

Обсуждаются вопросы безопасности подземных горных работ, а также проблема управления риском потенциально опасной деятельности.

Сборник предназначен для научных, инженерно-технических работников и студентов, изучающих проблемы создания системы научных знаний и их эффективного практического применения при решении социально-экономических и экологических задач в горной промышленности, строительстве и энергетике.

The collected scientific papers contain the information about scientific research by effective technologies at the environmental protection area, geotechnologies, monitoring natural and mancaused environment, reprocessing and storage industrial wastes technologies, nature management economics, mechanics of materials and building construction; technological and environmental problems of building materials; exploitation, inspection and strengthening the building constructions; architecture and architectural designing; technology, organizing, management, and economics of building industrial; power engineering, energy-saving, electrical equipment and electric power supply; heat and gas supply. Methods of estimating, forecasting and man-caused controlling of environmental polluting were proposed.

Underground mining safety and the problem of management by potential dangerous activity risk are discussed.

The collected scientific papers are intended for scientists, engineers and students, who study problems of creating scientific knowledge system and their effective practical use for solving socio-economic and environmental problems in the mining industry, building and power engineering.

**ISBN 978-985-550-426-0 (Т. 1)**  
**ISBN 978-985-550-428-4**

© Белорусский национальный  
технический университет, 2013

## **РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

УДК 622.834.2

### **НАЛИЧИЕ НАРУШЕНИЙ В ВЫЕМОЧНОМ ПОЛЕ ЛАВЫ И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ХАРАКТЕР ВЫВАЛООБРАЗОВАНИЯ ПОРОД КРОВЛИ**

**Белогуб О.Ю.**

*Донецкий национальный технический университет*

*Представлены результаты исследований механизма вывалообразования пород кровли в очистных забоях ОП «Шахта «Стаханова» и установлено влияние нарушений в очистном поле лавы на количественные показатели вывалов пород кровли в призабойное пространство.*

Изменение поля статических напряжений в массиве пород вокруг очистной выработки заключается в деформировании вмещающих пород. В первую очередь на контуре выработанного пространства и во вмещающем массиве пород происходят упругие смещения. Вслед за упругими смещениями пород кровли развиваются неупругие деформации и происходят локальные разрушения пород кровли. Этому способствует развитие во вмещающем массиве зон концентрации как сжимающих, так и растягивающих напряжений. В процессы деформирования привлекаются большие объемы пород, а вследствие этого – проявляются неоднородности низких порядков, по поверхностям которых массив наиболее ослаблен. В результате этого в очистных забоях развиваются вывалы пород кровли.

В условиях, когда в основной кровле пласта залегают мощные и достаточно прочные породы, которые, зависая на большой площади, пригружают приконтурную часть пласта и вызывают интенсивное деформирование непосредственной кровли над опорным контуром пласта с раскрытием структурно-литологических трещин и образования таких новых систем, как трещины скола, отрыва, раздавливания. Неудовлетворительное состояние слабой вывалоопасной кровли в значительной степени усиливается наличием в горном массиве разных пликативных, дизъюнктивных нарушений, и особенно, соотношением мощностей и прочностных характеристик литологических отдельностей пород кровли, которые тяжело поддаются прогнозированию и предварительному выявлению.

Имеющиеся в настоящее время сведения о неравномерном характере естественного напряженного состояния массива довольно противоречивы и бессистемны. В метаморфизованных массивах эти неравномерности объясняются в основном действием тектонической составляющей природного силового поля. Применительно к осадочным породам наличие ано-

мальных зон чаще всего игнорируется и не учитывается в процессе проектирования и ведения горных работ.

При этом существует значительное количество исследований, связанных с оценкой влияния разрывной тектонической нарушенности горного массива на ведение очистных работ. В. И. Пилюгин подчеркивает [1], что пликативным изменениям залегания угленосной осадочной толщи в этом смысле уделяется значительно меньше внимания и не оценивается их влияние на геомеханические условия разработки.

В условиях глубоких шахт Донбасса площадь вывалов составляет до 50-60 % поверхности кровли по площади выемочного поля при средней высоте 0,7-1,2 м. Продолжительность простоев, связанных с ликвидацией последствий вывалов, превышает 50-60 % суммарной продолжительности нетехнологических простоев лав [2], а средний коэффициент смертности при обрушении пород кровли составляет 0,6. В большинстве случаев вывалы наблюдаются в лавах при наличии ложной кровли или слабых пород непосредственной кровли с  $\sigma_{сж}$ =15-40 МПа. В очистных забоях, где происходят вывалы пород кровли, производительность труда горнорабочих снижается на 35-85 %, а зольность добываемой горной массы возрастает на 2-5 % сверх планового уровня. В результате снижения качества товарной продукции значительно уменьшается прибыль предприятия [3].

В современных условиях ведения работ на больших глубинах, в результате совместного действия значительного первоначального и повышенного дополнительного горного давления, боковые породы и угольный пласт переходят в предельное состояние на значительном расстоянии перед лавой, и в призабойном пространстве они в основном находятся в разуплотненном состоянии.

В работе приведены результаты исследований поведения пород кровли в очистных забоях ОП «Шахта «Стаханова». В исследуемых очистных забоях наблюдалось значительное расхождение горно-геологических условий. Так в очистном забое 1-й северной лавы пласта  $1/1$  группового уклона блока №2 работы вели по простиранию, непосредственная кровля была представлена глинистым сланцем, который закономерно выклинивался и непосредственной кровлей выступал песчаник основной кровли. В то время как в 420-й южной лаве пласта  $1/3$  блока №4 работы вели по восстанию, причем длина лавы была непостоянной в силу оставления охранного целика, а породы кровли преимущественно представлены толщиной маломощных слоев сланца песчаного, угольного пропластка и сланца глинистого. Нижняя часть толщи в виду слабого междуслоевого сцепления пород кровли, а также четких контактов с угольным пластом  $1/3$  и углем без синонимии, при малой скорости подвигания лавы

не исключает возможность обрушений сланца глинистого, залегающего в кровле, на всю мощность, проявляясь при этом как «ложная» кровля.

Проведенные натурные наблюдения в 1-й северной лаве пласта  $l_1$  позволили получить планшет с нанесенными зонами вывалов (рис. 1). Интерес составляет характер проявления вывалов пород кровли в зонах синклинального и антиклинального складкообразования пласта.

Наиболее характерно проявляются вывалы в зонах формирования повышенного напряженно-деформированного состояния пород кровли на участке выемочного поля, предшествующем первичной посадке основной кровли; на участках зональных изменений литологии пород, представляющее собой изменение мощности непосредственной кровли (глинистого сланца, смятого со следами скольжения, прочностью  $\sigma_{сж} = 30$  МПа от весьма неустойчивого  $B_1$  до неустойчивого  $B_2$ ) и приводящее к приближению основной кровли (водоносного трещиноватого песчаника  $l_1Sl_2$ , прочностью  $\sigma_{сж} = 70-90$  МПа и мощностью  $m = 12,2$  м) к угольному пласту; в зонах повышенного горного давления (ПГД) от оставленных технологических целиков при ведении горных работ на пластах  $l_3$  и  $l_7$ , а также в зонах синклинального и антиклинального складкообразования пласта.

Максимальное значение вывала 3,5 м зафиксировано при наложении двух вывалообразующих факторов: при изгибе угольного пласта в антиклинальную складку и наложении зоны ПГД от пласта  $l_7$ .

Что же касается характера вывалообразования в 420-й южной лаве пласта  $l_3$  блока №4 (рис. 2), то там ведение очистных работ было начато в зоне ПГД от пласта  $l_7$ , кроме этого, при дальнейшем ведении очистных работ лавой пересекались зоны ПГД от пластов  $l_3$  и  $l_7$ , а также ряд тектонических нарушений с амплитудами смещений угольного пласта  $H=0,12-0,50$  м. Породы кровли в зонах ПГД характеризовались повышенной трещиноватостью, неустойчивостью и склонностью к обрушению, а в зонах тектонических нарушений дополнительно наблюдалось повышенное газовыделение и капез.

В. И. Пилюгин [1] высказывает мнение о том, что доминирующим фактором в формировании особо вывалоопасных участков в нетронутом горном массиве является неравномерность распределения тектонических напряжений по площади шахтного поля. Неравномерное распределение природного силового поля нетронутого горного массива по площади шахтных полей предопределяется природной формой его залегания.

Высказанная гипотеза подтверждается и объясняется тем, что в процессе формирования складки возникают повышенные напряжения в замке складки, вызванные действием бокового давления вследствие сокращения Земли из первоначального горизонтального положения.

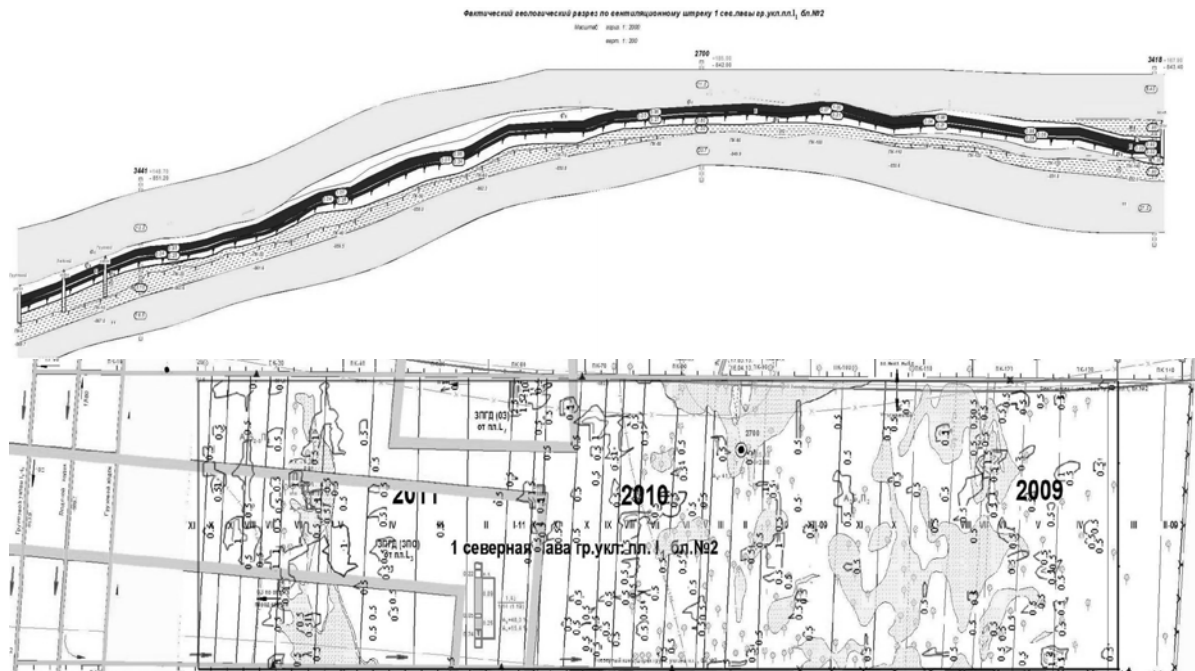


Рис. 1. Планшет 1-й северной лавы с зонами вывалов в сопоставлении с природной формой залегания пласта  $I_1$

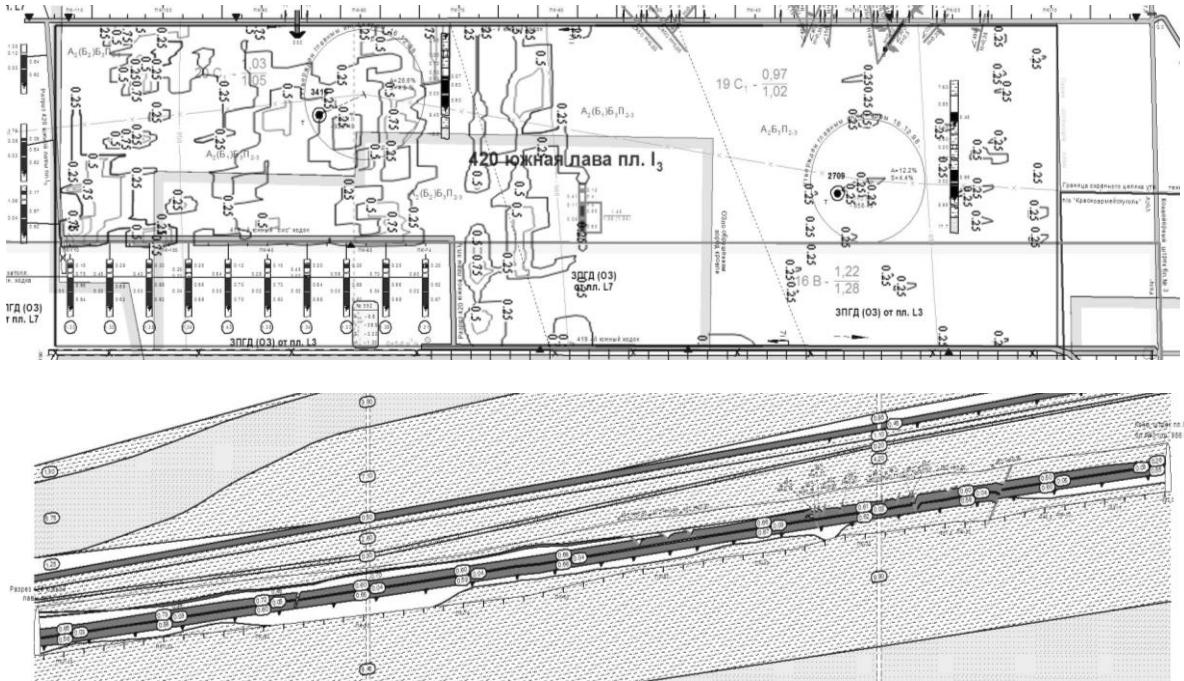


Рис. 2. Планшет 420-й южной лаве пласта  $\frac{1}{3}$  блока №4 с зонами вывалов в сопоставлении с природной формой залегания пласта  $\frac{1}{3}$



В результате совместного действия значительного первоначального и повышенного дополнительного горного давления, вмещающие породы и угольный пласт переходят в предельное состояние и в призабойном пространстве они в основном находятся в разуплотненном состоянии, что приводит к формированию купола вывала при наличии свободной поверхности, т.е. после снятия полосы угля.

Таким образом, полученные выводы для этих столь различных горно-геологических условий дают возможность предполагать о их справедливости и для других шахт.

#### Литература

1. Пилюгин В. И. Прогнозирование геомеханических условий отработки полных пластов в природных аномальных зонах [Текст] / В. И. Пилюгин / Автореферат диссертации на соискание уч. степени доктора техн. наук. – Днепропетровск, 2008. – 34с.
2. Проскуряков Н. М. Управление состоянием массива горных пород [Текст] / Н. М. Проскуряков – М.: Недра, 1991 – 368 с.
3. Грядущий Ю.Б. Геомеханические основы управления вывалоопасными кровлями в очистных забоях [Текст] / Ю.Б. Грядущий / Автореферат на соискание уч. степени доктора технических наук. – Днепропетровск, 1997. – 35с.

УДК 622.14+681.332

### **КОМПЛЕКСНЫЙ ПОДХОД К ФОРМИРОВАНИЮ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНАХ**

**Борщевский С.В., Прокопенко Е.В.**

*ГВУЗ "Донецкий национальный технический университет"*

*Предлагается методика создания динамической модели породного отвала на основе рационального размещения пород в отвале при условии новой отсыпки пород.*

Донбасс - наиболее старый и исторический сложившийся регион Украины с развитой инфраструктурой, высокой плотностью промышленных предприятий и населения. В регионе расположены предприятия химической, металлургической промышленности, а также большое количество угольных шахт. Большинство предприятий работает продолжительное время без должного учета их влияния на экологическую обстановку. Предприятия угольной промышленности загрязняют почвы на площадях, отведенные под породные отвалы, и прилегающие к отвалам и хвостохранилищам обогатительных фабрик. Под отвалами занято 660 га продуктивных земель. В регионе числится 122 отвала с общим количеством породы около 713 млн.т. Экспертные оценки сложившегося экологического состояния горнодобывающих регионов свидетельствуют о возрастающей экологической опасности и чрезвычайно антропо-техногенной перегрузке окружающей природной среды. Сложное положение создается с восстановле-

нием нарушенных земель. Установить степень ответственности отдельного предприятия в загрязнении почв невозможно, так как во многих случаях это происходит косвенным путем, через осадки. [1] Важным для улучшения обстановки на предприятиях угольной отрасли являются создание малоотходных производств, применение минеральных отходов в качестве вторичного сырья. Основные направления их использования - это закладка выработанного пространства шахт, засыпка внутренних отвалов на разрезах, провалов и оседаний поверхности под влиянием горных работ, производство строительных материалов и т.д. Таким образом, можно сформулировать следующую проблему: под породные отвалы отводится определенная площадь земли. Но не всегда эта площадь остается в том виде, в котором она запланирована. Изменение площади возникает из-за отсутствия контроля над рациональным размещением пород в отвале. В связи с этим площадь, занятая под отвалы, увеличивается, и тем самым нарушается экологическая обстановка прилегающих территорий. Этот процесс показан на рис.1.

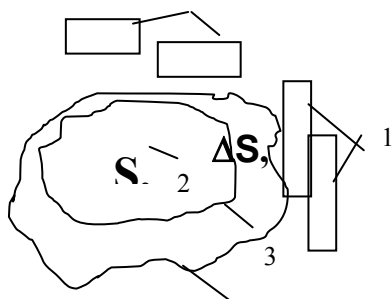


Рис.1. Изменение площади породного отвала

Из рис.1. видно, что площадь, выделенная под отвал ( $S$ ) изменяется с течением времени  $\Delta T$ . т.е. происходит увеличение запланированной площади на интервале  $\Delta S$ . И т.о. фактическая площадь отвала существенно изменяется и становится равной  $S_f = S + \Delta S$ . Данная фактическая площадь может негативно влиять на близлежащие здания или сооружения, не говоря об окружающей среде.

Современное складирование шахтных пород в отвалах производится без учета их качественных и физико-механических характеристик, что затрудняет использование пород с определенными свойствами, хранящихся в этих отвалах, а также их утилизацию. Технологические схемы отсыпки отвалов не учитывают сегрегацию пород, что не позволяет более полно использовать земельный отвод под отвалы.

Таким образом, возникает задача о разработке комплексного подхода к исследованию процесса формирования породного отвала с учетом технологии проведения горных подготовительных выработок и технологической транспортной цепочки доставки породы на отвал для рационального размещения этой породы в отвале для дальнейшего хранения и утилизации.

Данная задача предполагает составление технологической цепочки, предусматривающей порядок выдачи породы на отвал, то есть рассмотрение календарного плана горных работ, планирование горных работ; транспортирование пород под землей и на поверхности; складирование на отвале. По технологии отвалообразования, порода насыпается на отвал дискретно. Определенное место в этой цепочке занимает периодичность выполнения маркшейдерских съемок породного отвала. Период между съемками  $\Delta t$  определяет местоположение того или иного участка горных работ в зависимости от планограммы развития работ, и также определяет состав пород в данном месте отвала. Следовательно, технологическая схема данной цепочки позволяет найти местоположение породы с конкретного горнопроходческого участка с конкретной характеристикой литологического состава породы, отсыпаемой на отвал.

Таким образом, можно составить структурно-логическую схему, представляющую динамику насыпки пород на отвал (рис.2).

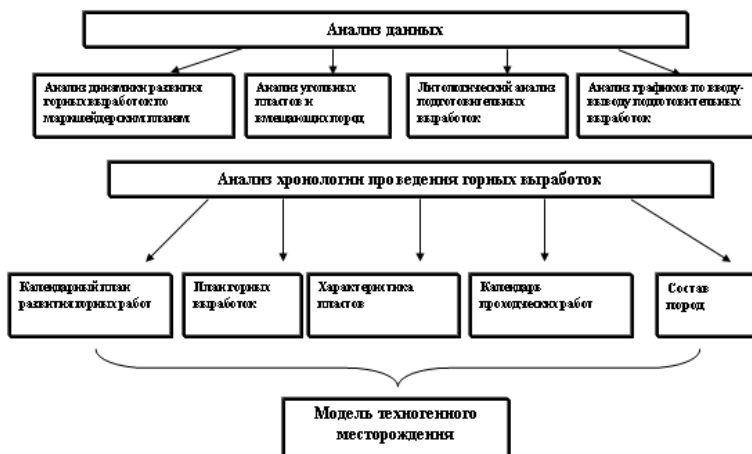


Рис.2. Структурно-литологическая схема насыпки породы на отвал

Технология формирования породного отвала заключается в насыпке породы на отвал отдельными ярусами [2, 3]. Так как отдельный ярус породного отвала насыпается определенное количество лет, то можно составить карту насыпки отвала за определенный период времени. По результатам маркшейдерской съемки формируется база данных точек замера или точек, полученных в результате тахеометрической съемки породного отвала. Данная база точек содержит координаты X,Y и Z. В связи с тем, что каждый пласт имеет свое геологическое строение, можно составить про-

гноз химических реакций, происходящих при соприкосновении тех или иных элементов, содержащихся в различных пластах, то есть заранее выявить неблагоприятные зоны на отдельном ярусе и в целом на отвале. Таким образом, в результате построения трехмерной и двумерной модели участков яруса породного отвала за определенный период времени можно получить пространственную модель, которая показывает структуру данного отвала. На основе данной модели можно решить следующие задачи:

1. Установить время отсыпки того или иного участка проходческих работ.
2. Определить состав пород на участках.
3. По составу пород и их свойствам оценить возможные очаги самовозгорания отдельных участков и отвала в целом.
4. Установить участки, на которых сложены породы, пригодные для дальнейшего использования в хозяйственных целях.
5. Установить участки, на которых возможна разработка с целью доизвлечения полезного компонента (сформировано техногенное месторождение).

Рассмотрим технологическую цепочку, которая предусматривает порядок выдачи породы на отвал, то есть рассмотрим сам календарный план горных работ или, другими словами, планирование горных работ.

По технологии отвалообразования порода насыпается на отвал не хаотически, а за определенное время и в определенном месте, то есть дискретно, что означает изменение, происходящее через некоторые промежутки времени. Определенное место в этой цепочке занимает периодичность выполнения маркшейдерских съемок породного отвала. Период между съемками определяет местоположение того или иного участка горных работ в зависимости от планограммы развития работ и состав пород в данном месте отвала, то есть "химию" пород. Технологическая схема данной цепочки позволяет найти местоположение конкретного горнопроходческого участка с одновременной характеристикой гранулометрического состава породы, отсыпаемой на отвал. Таким образом, зная химический состав пород и те процессы, которые могут происходить с данным составом пород в течение определенного времени, можно управлять укладкой пород на породный отвал и тем самым осуществлять контроль над данной площадью земли. Укладку пород можно осуществлять в зависимости от прочности пород, т.е. породы высшей категории прочности закладывать по бокам отвала [4].

Зная динамику насыпки пород, можно выявить опасные очаги выбросов вредных веществ на отвале, так как загрязнение атмосферы вредными веществами оказывает значительное воздействие на здоровье населения и экосистему области [5].

Разработка данной модели предусматривает использование элементов теории графов, так как данная теория рассматривает постановку и решение задач управления организационными системами [6]. Одной из таких систем и является отсыпка породы на отвал.

На основании графиков ввода-вывода проходческих забоев, порода попадает на отвал в основном из квершлагов, уклонов, транспортных штреков и штреков за лавами. Используя эти данные можно составить ориентированный граф. На рис. 3 представлен граф, реализующий доставку породы на отвал в пределах одного пласта.

Структура данного графа и все обозначения, представленные на схеме, могут быть сведены в табл. 1, которая отражает полную характеристику данного графа.

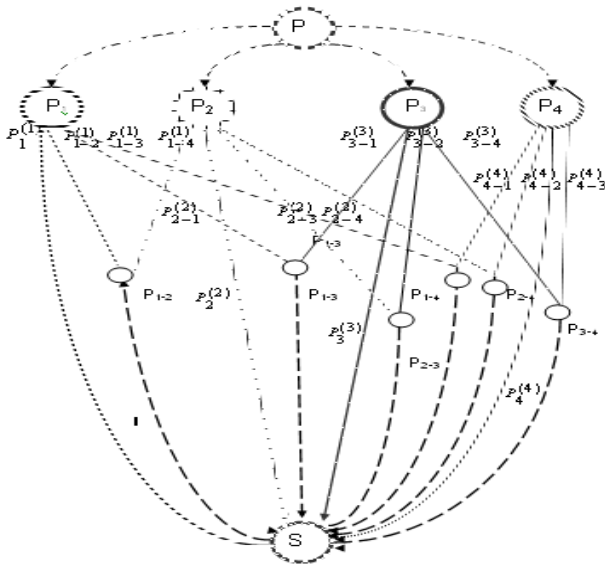


Рис.3. Модель формирования отвала в виде графа

Данная структура графа рассмотрена только в пределах одного пласта, т.е. по схеме можно рассмотреть динамику насыпки пород в зависимости от планогаммы развития горных работ, которая отражена на маркшейдерских планах.

Таким образом, зная химический состав пород, и те процессы, которые могут происходить с данным составом пород в течение определенного времени, можно управлять укладкой пород на породный отвал и тем самым

осуществлять контроль над данной площадью земли. Укладку пород можно осуществлять в зависимости от прочности пород, т.е. породы высшей категории прочности закладывать по бокам отвала [6, 7].

Таблица 1 - Характеристика элементов, входящих в граф

Обозначение вершины	Назначение вершины
$P$	Наименование пласта
$P_1$	Вид выработок: квершлаг
$P_2$	Вид выработок: уклоны
$P_3$	Вид выработок: транспортные штреки
$P_4$	Вид выработок: штреки за лавами
$P_{1,2}$	Суммарный объем пород квершлаг и уклонов
$P_{1,3}$	Суммарный объем пород квершлаг и транспортных штреков
$P_{1,4}$	Суммарный объем пород квершлаг и штреков за лавами
$P_{2,3}$	Суммарный объем пород уклонов и транспортных штреков
$P_{2,4}$	Суммарный объем пород уклонов и штреков за лавами
$P_{3,4}$	Суммарный объем пород транспортных штреков и штреков за лавами
Обозначение дуг	Назначение дуг
$P_1^{(1)}$	Отсыпка породы только из квершлаг
$P_2^{(2)}$	Отсыпка породы только из уклонов
$P_3^{(3)}$	Отсыпка породы только из транспортных штреков
$P_4^{(4)}$	Отсыпка породы только из штреков за лавами
Обозначение ребер	Назначение ребер
$P_{1-3}^{(1)}, P_{1-3}^{(2)}, P_{1-4}^{(1)}$	Одновременная работа квершлаг с уклонами, транспортными штреками и штреками за лавой
$P_{2-1}^{(2)}, P_{2-3}^{(2)}, P_{2-4}^{(2)}$	Одновременная работа уклонов с квершлагами, транспортными штреками и штреками за лавой
$P_{3-1}^{(3)}, P_{3-2}^{(3)}, P_{3-4}^{(3)}$	Одновременная работа транспортных штреков с квершлагами, уклонами и штреками за лавой
$P_{4-1}^{(4)}, P_{4-2}^{(4)}, P_{4-3}^{(4)}$	Одновременная работа штреков за лавами с квершлагами, уклонами и транспортными штреками

Выводы.

1. Мероприятия по формированию отвалов являются целесообразными с точки зрения сохранения существующих экосистем в связи с уменьшением площади изымаемых под отвалы земель.

2. Прогноз и управление рациональным размещением пород в отвале авторы рассматривают с учетом новой отсыпки на отвал, т.к. существующие отвалы формировались на разных стадиях и в различных соотношениях литологических разностей. Поэтому прогнозировать по таким отвалам что-либо достаточно сложно или даже невозможно.

Размеры слоев и порядок их размещения в отвале должны определяться экспериментально- аналитическими методами в зависимости от физико-механических характеристик массивов пород.

#### Литература

1. Г.С.Пиньковский, А.А.Скляренко/ Угольная промышленность и общая экономическая обстановка в Центральном Донбассе// Уголь Украины, 2000.-С.14-18.
2. Малеев Н.Г. Схемы строительства и формирования многоярусных отвалов / Малеев Н.Г., Котровский М.Н.— Современные технологии освоения минеральных ресурсов. Сб. научных трудов. Вып. 1. —Красноярск: Изд-во КГУЦМиЗ, 2003. —140с.
3. Методические указания по расчету устойчивости и несущей способности отвалов. -Л.: ВНИМИ, 1987.
4. Бабелло, В.А. Обеспечение устойчивости отвала при наращивании его высоты / В.А. Бабелло, В.А. Стетюха и др. // Горный журнал. - 2001. - №8. - С.10-13.
5. Земля тривоги нашої : за матеріалами доповіді про стан навколишнього природного середовища у Донецькій області у 2008-2009 роках / Під ред.С.В. Трет'якова, Г.Аверіна. – Донецьк : Новий світ, 2009. – 124 с.
6. Прокопенко, Е.В. Разработка геoinформационной системы формирования породных отвалов / Е.В. Прокопенко, А.В. Живогляд // Сучасні технології маркшейдерського забезпечення раціонального і безпечного ведення гірничих робіт. Збірник наукових праць. – Донецьк : ДонНТУ, 2002.
7. Прокопенко, Е.В. Разработка динамической модели породных отвалов / Е.В. Прокопенко, С.В. Борщевский // Сб. научн. трудов УКРНМИ, 2009.

УДК: 622.25

## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОГЕНЕРАЦИОННЫХ СТАНЦИЙ НА ЗАГАЗОВАННЫХ ШАХТАХ ДОНБАССА**

**Кузнецов П., Борщевский С.В.**

*Донецкий национальный технический университет, Украина*

*В статье рассмотрен практический опыт применения когенерационных станций, обеспечивающих переработку шахтного газа, способы управления элементами теплоэлектроцентрали для обеспечения максимального КПД.*

Одной из главных проблем угледобывающей отрасли является наличие огромного количества отходов и сырьевых веществ, которые не перерабатываются, а выбрасываются в атмосферу или накапливаются в отстойниках. Одним из таких продуктов является газ – метан (CH<sub>4</sub>). Практически все запасы метана выкидывались в атмосферу (очень часто даже не сжигаясь). И лишь малая доля метана собиралась и использовалась как топливо для грузовых автомобилей. Такое нерациональное производство повышает себестоимость угля и ведет к загрязнению окружающей среды.

Шахты Донбасса относятся к одним из самых загазованных в мире. Поэтому весь метан целесообразно перерабатывать в тепловую и электри-

ческую энергию. Большим прорывом стало создание предприятием «Шахта им. А. Ф. Засядько» большой когенерационной станции, суммарной мощностью 34 МВт.

Шахта им. А. Ф. Засядько – это одна из исторических шахт Донбасса. Расположена в г. Донецке, сооружена по проекту института «Южнепрошахт», эксплуатируется с 1958 г, проектная мощность – 1500 тыс. т. угля в год.

Лавы (5 шт.) оснащены механизированными комплексами 3 МКД – 90 и «Глиник». Средняя зольность угля 26 %. Среднесуточная добыча – 8850 т, суточная нагрузка на забой – 1920 т. Транспортирование горной массы от лав до скипового ствола – конвейерами. Объем проходческих работ, на которых задействованы комбайны типа П-110, П-220, 4ПП-2М и ГПКС, породонагрузочные машины ПНБ-3Д, МПК-3 и 1 ППМ-5, оставляет 30 км выработок со средним сечением 15 м<sup>2</sup>. Уголь обогащается на ЦОФ «Киевская», которая входит в состав арендного комплекса.

Шахта им. А. Ф. Засядько – первое в Украине предприятие, которое организовало переработку шахтного газа, который содержит метан и получение из него электричества и тепловой энергии. Когенерационная станция (КГЭС) состоит из двенадцати генераторных модулей с газопоршневыми двигателями производства австрийской фирмы GE Jenbacher, которая является главным подразделением американкой компании General Electric по производству теплоэлектроцентралей. Максимальная мощность каждого модуля составляет 3 мВт тепловой энергии и 2,8 мВт тепловой энергии. Суммарная мощность КГЭС: 34 мВт тепловой и 36 мВт электрической энергии.

Шахтный газ дегазации из скважины и выработанного пространства по четырем линиям поставляется от двух вакуумных насосных станций (ВНС). Из ВНС газ подается на узел смешивания участка газоподготовки КГЭС с целью получения на выходе из узла однородной газовоздушной смеси необходимой концентрации: допустимый диапазон составляет от 25 % до 40 %, номинальный режим 30 %. Некондиционируемый газ выбрасывается в атмосферу через «свечу». При необходимости увеличить концентрацию смеси к ней подмешивается газ высокой концентрации (93 – 98 %) из скважин поверхностной дегазации.

Далее метано-воздушная смесь (МВС) проходит ряд последовательных процессов: охлаждение, очистку, и подогрев-осушку. Охлаждение МВС производится для ее очистки и отделения влаги в сепараторах-фильтрах.





Рис. 1. Система смешивания газа КГЭС шахты Засядько

Подогрев МВС до 40 °С осуществляется в блоках нагрева с целью снижения влажности газовой смеси. Получение топливного газа для ДВС с нужными параметрами обеспечивает их нормальную работу.

Кроме топливного газа к агрегатам КГЭС подается газ высокой концентрации из скважин поверхностной дегазации для поджига топливной смеси в цилиндрах ДВС.

Подготовленный топливный газ поступает на 12 ДВС, нагруженные генераторами 3035 кВт каждый. Выработанная электроэнергия поступает на шахтную подстанцию по шинам 6,3 кВ через реакторы, обеспечивающие ограничение тока короткого замыкания.

Тепло, утилизируемое при работе агрегатов КГЭС, используется для технологических (подогрев газа) и бытовых нужд КГЭС и производственно-бытовых зданий шахты. В зимнее время тепловая энергия так же используется для обогрева шахтных стволов. Предполагается избытки тепла направлять в городскую теплотель.

КГЭС оборудована современными средствами управления и контроля с использованием компьютеров и микроконтроллеров, объединенных информационными сетями. Установлены средства сбора первичной информации и устройства автоматизации ведущих мировых производителей: ABB, DBT, Keuter, Klinger, Wegabar, Alleen Bradley и Rockwell Automation. Безопасность работы КГЭС контролируется электрической, газовой и пожарной системами. Системы вентиляции и кондиционирования создают необходимые условия для работы оборудования и комфортные условия для персонала.

Восточный добычной участок шахты им. Засядько относится к потребителям первой категории, поэтому имеет два независимых ввода на подстанцию ВПС-110 от распределительной подстанции Макеевская–330. В то же время два независимых подвода на подстанцию ВПС - 110 тянутся от КГЭС. Кабельная линия проложена в герметичном трубопроводе, изоляция обеспечивается с помощью газа аргона. Поэтому предприятие одновременно может питать свое оборудование как от сети, так и от собственной КГЭС, а остаток энергии выплескивать в сеть и питать микрорайон «Ветка».

Преобразование энергии на входе электростанции выполняется с помощью двух силовых трансформаторов ТДТНШ (Трансформатор с дуэтом, трехфазный масляный шахтный). Каждый имеет систему вынужденного охлаждения на базе асинхронного двигателя.

Таблица 1. Результаты потребления газа за 2009 - 2013 гг.

	Топливный газ	Форкамер. газ	Всего объем потребления метана	Объем потр. Заправкой метана	Всего объем потребления
Год	м <sup>3</sup>	м <sup>3</sup>	MVchp м <sup>3</sup> , CH <sub>4</sub>	м <sup>3</sup> , CH <sub>4</sub>	м <sup>3</sup> , CH <sub>4</sub>
2009	36569373	1487604	38056977	1793378	39850355
2010	48638844	2072738	50711582	1859205	52570787
2011	34197335	1360833	35558168	1437605	36995773
2012	18458066	654537	19112603	1205173	20317776
2013 по 1 сентября	8664751	291833	8956584	411179	9367763
Всего	262418350	10505099	272923450	16777556	28970101

Микроконтроллер с помощью датчиков отслеживает температуру масла и включает принудительное охлаждения, когда она выше 55 °С. Входное напряжение трансформатора равно 110 кВ, выходное - 6,6 кВ для подземного оборудования и 6,3 кВ для поверхностного и жилых домов. Электропривод КГЭС выдает непосредственно 6,6 кВ и 6,3 на общую шину в сеть.

Общий контроль состояния ТЭЦ осуществляется с помощью системы менеджмента DIA.NE.XT. Эновое поколение менеджмента моторов Jenbacher AG для всех типов агрегатов. DIA.NE XT объединяет в одном приборе блок управления и регулировки и устройство визуализации.

Таблица 2. Результаты производства газа за 2009 - 2013 гг.

	Выработано энергии всего	Выдано КНЭС (без собственных нужд)	Произведено тепла	Отпущено тепла	Зачет тCO <sub>2</sub> экв.
Год	МВт. ч	GENch МВт. ч	Гкал	Гкал	т. CO <sub>2</sub>
2009	132620	127899	56508	36016	647111
2010	175932	169651	74582	43307	852158
2011	122046	117513	53709	28236	620534
2012	65667	62812	31836	17300	340402
2013	31232	29784	13216	4860	156669
Всего	954290	919149	330420	199317	4728241

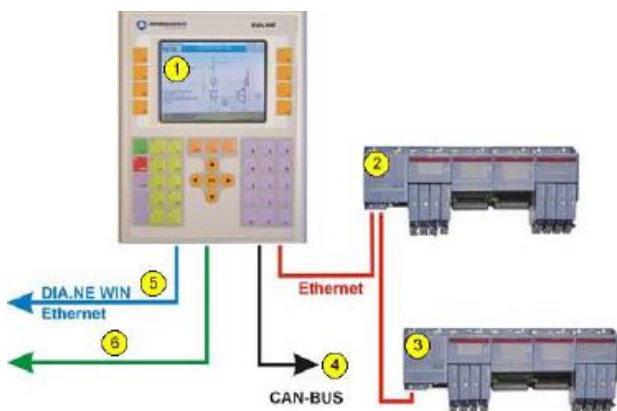


Рис. 1. Схема системы менеджмента DIA. NE. XT

- 1 - Регулировка мотора и визуализация на базе панели управления
- 2 - Вынесенный блок входов/выходов управления мотора (Ethernet Powerlink)
- 3 - Вынесенный блок входов/выходов на моторе (Ethernet Powerlink)
- 4 - Вынесенный блок контроля/управления мотора (шина CAN)
- 5 - Связь с визуализацией DIA.NE WIN на подчинённом компьютере (Client - PC, Ethernet)
- 6 - Связь с вышестоящим управлением (RS232 / RS485)

Система визуализации для персонального компьютера DIA.NE WIN оптимально сочетает централизованность и комфорт обслуживания, позволяет индивидуально организовывать коммуникацию с вышестоящими системами управления.

Оригинальная концепция машинного обеспечения использует самые современные компоненты и задаёт новые масштабы в отношении функциональности, скорости, надёжности эксплуатации. Многоцветная графическая индикация делает dia.ne удобным интерфейсом между человеком и машиной. Она значительно облегчает работу как обслуживающему, так и сервисному персоналу.

Отдельные компоненты соединяются между собой помехоустойчивой проводкой (промышленная шина). Регистрация текущих значений осуществлена в концепции вынесенных (децентрализованных) блоков входов/выходов, I/O.

Дальнейшие исследования включают в себя детальное обоснование параметров системы регулирования двигателем привода и совмещение ее через единый интерфейс с системой регулирования генератора.

Литература

1. Когенерация - эффективный метод энергосбережения в Украине [Текст] / В. В. Кузьмин, И. Г. Кирисов // Науково-практична конференція науково-педагогічних працівників, науковців, аспірантів та співробітників академії (45-а; 17-20 грудня 2011 р.; Харків) : збірник тез доповідей / Укр. інж.-пед. акад. - Х. : [б. в.], 2012. - Ч. 1 : Енергетичний факультет. Секції : Електроенергетики. Теплоенергетичних установок. Охорона праці, метрологія та сертифікація. - С. 12.
2. Официальный сайт шахты им. «А. Ф. Засядько» <https://http://zasyadko.net/>
3. DIA.NE.XT. Руководство пользователя v.11.02.
4. Сайт General Electric. <http://www.ge.com/>

УДК 622.7:519.242

## **К ВОПРОСУ ОБОГАЩЕНИЯ СЫРЬЯ НА ОСНОВНИИ МАТЕМАТИЧЕСКОГО ПЛАНИРОВАНИЯ ЭКСПЕРИМЕНТА**

**Березовский Н.И., Воронова Н.П., Грибкова С.М., Рухля И.Е.**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Беларусь*

*В статье рассмотрены рациональные подходы по переработке нерудных строительных материалов, обеспечивающих энерго- и ресурсосбережение. Изложены обоснованные результаты по оптимизации проектных параметров внутрикарьерных усреднительных складов, использование которых обеспечивает решение актуальной прикладной проблемы управления качеством подаваемой на переработку валуно-гравийно-песчаной смеси.*

Одним из приемов, создающих условия для поставки горной массы заданного состава, является селективная выемка разносортного сырья и его усреднение. Селективная выемка применяется на некоторых карьерах нашей страны, а усреднение гравийно-песчаной смеси (ГПС) в карьерах не применяется вообще из-за стремления экономить средства за счет строительства усреднительных сооружений, хотя затраты на их устройство не

такие уж и большие, особенно на склады полузакрытого типа. На зарубежных карьерах усреднительные склады между отделениями первичного и вторичного дробления получили распространение еще 50 лет назад. Это способствовало увеличению чистого времени работы, поскольку разрывалась жесткая связь между карьером и дробильно-сортировочным заводом (ДСЗ) и образовывалась гибкая связь «карьер–усреднительный склад–дробильно-сортировочный завод».

Организация промежуточного склада может увеличить мощность и экономичность работы предприятия за счет: увеличения чистого времени работы комплекса добычного оборудования и дробильно-сортировочного завода (ДСЗ); обеспечения равномерной и по возможности максимальной загрузки технологического оборудования ДСЗ; возможности усреднения качества поставляемого на ДСЗ сырья (должно быть 40 – 50 % гравия и валунов в сырье); концентрации горных работ во времени, введения двухсменного, а в ряде случаев односменного режима работ в карьере с увеличением единичной мощности горнотранспортного оборудования. Вместимость и тип промежуточного склада зависят от производительности ДСЗ [1].

При расчете вместимости промежуточного склада необходимо принимать следующие допущения и предположения: длительность непрерывной работы и длительность простоев комплексов добычного оборудования (КДО) распределены по экспоненциальному закону; последовательные интервалы времени, в течение которых КДО работает и простаивает, независимы; в период работы комплекса перерабатывающего оборудования (ДСЗ) при полном заполнении промсклада КДО работает с производительностью, соответствующей производительности ДСЗ.

Правильность предположения об экспоненциальном распределении длительности простоев КДО подтверждена данными хронометражных наблюдений. Экспоненциальность распределения длительности периодов непрерывной работы КДО обуславливается тем, что отказы оборудования КДО происходят в случайные моменты времени и распределены по закону Пуассона. Обычное применение распределения Пуассона состоит в предсказании количества событий, происходящих за определенное время, например, количество машин, появляющихся на площади за 1 минуту. В нашем случае определяется вероятность пустого склада в момент окончания перерыва в работе и вероятность того, что в течении какого-то времени склад полон при известных интенсивности расходования и поступления сырья на промсклад и объема сырья на промскладе.

Для решения задач управления потоком нерудного сырья и оптимизации параметров внутрикарьерных складов нами были разработаны две модели:  $M_1$  и  $M_2$ . Модель склада  $M_1$  предназначена для решения задачи управления качеством валунно-гравийно-песчаной смеси, проходящей

усреднительный склад, модель  $M_2$  – для определения оптимальных параметров самого склада. Задача управления потоком требует решения в реальном времени, тогда как задача оптимизации параметров склада относится к классу инженерно-расчетных и не имеет жесткой временной увязки [2].

Блок 1 представляет собой набор процедур, формирующих из исходных данных последовательность выемочных блоков, обрабатываемых одновременно несколькими экскаваторами, находящимися в состоянии добычи в моделируемом периоде.

Блок 2 представляет собой совокупность процедур, осуществляющих формирование непрерывной последовательности поступления автосамосвалов на усреднительный склад. Блок 3 включает процедуры, моделирующие формирование усреднительного штабеля. Содержание блока различно для моделей  $M_1$  и  $M_2$ . В модели  $M_1$  штабель представлен трехмерным массивом, состоящим из элементов, представляющих порцию валунно-гравийно-песчаной смеси объемом  $0,1 \text{ м}^3$ . Каждому элементу массива присваивается идентификатор блока смеси одного из работающих добычных экскаваторов, выгруженной из автосамосвала на склад. Идентификаторы блоков извлекаются из последовательности поступления автосамосвалов на склад, сформированной процедурами блока 2. Размерность массива A-D-C, характеризующего усреднительный штабель, определяется:

$$A = \frac{L}{d}; B = \frac{b}{d}; C = \frac{h}{d},$$

где  $L$  – длина штабеля, м;  $b$  – ширина штабеля ( $b < 30$  м);  $h$  – высота штабеля ( $h = 7$  м);  $d$  – размеры порции смеси, принимаемой за элементарный объем (элемент массива) с постоянным качеством ( $d = 0,1$  м).

В модели  $M_2$ , предназначенной для оптимизации параметров склада, штабель представлен матрицей, где каждый элемент характеризуется объемом и качеством порции смеси, доставленной автосамосвалом от добычного экскаватора, а каждый столбец – объемом и качеством смеси в отгружаемом со склада автосамосвале. Блок 4 объединяет набор процедур, осуществляющих расчет контролируемых выходных параметров вектора  $Y$ . Блок 5 включает процедуры: отображения последовательности поступления автосамосвалов на входе склада, сформированного штабеля в сечениях, функции качества по длине склада. Таким образом, разработанные модели усреднительного склада  $M_1$  и  $M_2$ , представляют собой инструмент для постановки активного эксперимента с целью исследования закономерностей процесса штабельного усреднения и установления зависимости качественных характеристик подаваемой на переработку валунно-гравийно-песчаной смеси от проектных параметров внутрикарьерных усреднительных складов при оперативном управлении потоком нерудного сырья.

Далее произведены оценка корректности моделей, планирование и постановка эксперимента по определению рациональных параметров внутрикарьерных усреднительных складов для условий разработки месторождений валунно-гравийно-песчаной смеси Крапужино Логойского района Минской области и Дубровка Шкловского района Могилевской области. Постановка задачи, решаемой моделью  $M_1$  выглядит следующим образом: имеются геологические данные об объемах и качестве планируемых к добыче выемочных блоков (недельно-суточный график) и объем формируемого штабеля (длина штабеля). Требуется определить общее содержание гравия в штабеле, его ситовых характеристик и дисперсию качества в отгружаемых порциях за период моделирования. В качестве исходных данных для моделирования, характеризующих параметры потока на входе склада, использован массив геологических показателей за полгода: с 1 января по 1 июля 2010 года. В результате экспериментов установлено, что модель  $M_1$ , используемая в задачах управления потоком, адекватна технологическому процессу и имеет высокую точность. Ошибка при подсчете объемов составляет  $0,37-0,5 \times 10^{-2} \%$ , ошибка при подсчете гравия общего содержания, второго и третьего сит – соответственно  $0,25-0,7 \times 10^{-3}$ ,  $0,02-0,12$  и  $0,12-0,3 \times 10^{-3} \%$  при доверительной вероятности 95 %. Постановка задачи, решаемой моделью  $M_2$  выглядит следующим образом: имеются геологические данные об объемах и качестве планируемых к добыче выемочных блоков. Требуется определить объем формируемых штабелей для обеспечения дисперсии качественных характеристик гравия в отгружаемых порциях относительно среднего (при оптимальном среднем значении содержания гравия в смеси – 45 %) не более 10 %. Для проверки адекватности модели  $M_2$  в качестве контролируемого параметра принято общее содержание гравия в смеси, как основной качественной характеристики. На вход модели подавались геологические данные, полученные результаты сопоставлялись с лабораторными показателями. Погрешность результатов моделирования относительно лабораторных показателей составила  $5,2 \times 10^{-3} \%$ , при этом ошибка геологических относительно лабораторных данных –  $5,0 \times 10^{-3} \%$  с доверительной вероятностью 95 %. Следовательно, точность модели  $M_2$  достаточна для решения задачи оптимизации параметров усреднительных складов [3].

В качестве управляемых параметров при планировании эксперимента с использованием модели  $M_2$  были приняты:  $X_1$  – длина усреднительного штабеля  $L$ ;  $X_2$  – режим поступления автосамосвалов на склад;  $X_3$  – направление перемещения фронта разгрузки автосамосвалов. Эффективность усреднения на внутрикарьерных складах определяется общей дисперсией качества валунно-гравийно-песчаной смеси в отгружаемых со склада пор-

циях смеси  $\sigma^2$ . Таким образом, целевая функция (критерий оптимальности)  $Y$  при постановке эксперимента имеет вид:  $\sigma^2 \rightarrow \min$ .

Задача решалась при помощи математического планирования эксперимента [4]. Полный трехфакторный эксперимент проводился в окрестностях точки факторного пространства с координатой  $X_{10} = 120$  м. Условия проведения полного факторного эксперимента приведены в табл. 1.

Матрица планирования для полного трехфакторного эксперимента представлена в табл. 2.

Для исключения систематических ошибок эксперименты, предусмотренные матрицей, проводили в случайной последовательности. Порядок проведения выбирали по таблице случайных чисел. Опыты не дублировали. Для определения дисперсии параметра оптимизации было проведено три эксперимента на основных уровнях при длине штабеля 120 м.

Дисперсия параметра оптимизации  $s_y^2$  вычислена по формуле:

$$s_y^2 = \frac{\sum_{n=1}^{n_0} (y_n - y_{cp})^2}{m_0 - 1} = \frac{0,0008}{3 - 1} = 0,0004,$$

где  $n_0 = 1, 2, 3$  – номер эксперимента на основном уровне,  $y_n = 0,5; 0,52; 0,48$  – параметр оптимизации,  $y_{cp} = 0,5$  – среднее значение параметра оптимизации.

Таблица 1. Характеристика плана эксперимента по определению оптимальных параметров внутрикарьерного усреднительного склада

Характеристика	Длина штабеля, м	Режим поступления автосамосвалов	Направление заполнения штабеля
	X1	X2	X3
Основной уровень	120	-	-
Интервал варьирования	80	-	-
Верхний уровень +1	200	равномерное	параллельно
Нижний уровень -1	40	случайное	перпендикулярно



Таблица 2. Матрица планирования для полного трехфакторного эксперимента

Номер опыта или эксперимента	Порядок реализации экспериментов	Фактор $X_1$	Фактор $X_2$	Фактор $X_3$	Параметр оптимизации $Y_{cp}$ ( $\sigma$ – общая дисперсия качества смеси)
1	4	+1	+1	+1	0,18
2	3	-1	+1	+1	0,50
3	8	+1	-1	+1	0,25
4	5	-1	-1	+1	0,56
5	7	+1	+1	-1	0,55
6	2	-1	+1	-1	0,60
7	1	+1	-1	-1	0,54
8	6	-1	-1	-1	0,78
<b>Итого:</b>					<b>3,76</b>

Коэффициенты регрессии  $b_i$  вычислим по формулам:

$$b_0 = \frac{\sum_{j=1}^N y_{jcp}}{N} = \frac{3,76}{8} = 0,47; \quad b_1 = \frac{\sum_{j=1}^N x_{1j} y_{jcp}}{N} = \frac{-0,92}{8} = -0,115;$$

$$b_2 = \frac{\sum_{j=1}^N x_{2j} y_{jcp}}{N} = \frac{-0,296}{8} = -0,037;$$

$$b_3 = \frac{\sum_{j=1}^N x_{3j} y_{jcp}}{N} = \frac{-0,98}{8} = -0,123.$$

Средняя квадратичная ошибка в определении коэффициентов регрессии составит:

$$s\{b_1\} = \sqrt{\frac{s_y^2}{N}} = \sqrt{\frac{0,0004}{8}} = 0,007.$$

Доверительный интервал коэффициентов регрессии вычислим по формуле:

$$\Delta b_1 = \pm t_{T,S} \{b_i\},$$

где  $t_T$  – критерий Стьюдента.

При 5% уровне значимости и числе степеней свободы  $f = n_0 - 1 = 2$  табличное значение критерия  $t_T = 4,3$  [5]. Следовательно, доверительный интервал коэффициентов равен:

$$\Delta b_i = \pm(4,3 \times 0,007) = \pm 0,03.$$

Все коэффициенты регрессии по абсолютной величине больше доверительного интервала, поэтому их можно признать статистически значимыми.

Дисперсию адекватности найдем по формуле:

$$s_{ад}^2 = \frac{\sum_{j=1}^N (y_{jcp} - y_{расч.j})^2}{N(k+1)} = \frac{0,0066}{4} = 0,0017.$$

Проверку адекватности модели производим по  $F$  – критерию Фишера:

$$F_p = \frac{s_{ад}^2}{s_y^2} = \frac{0,0017}{0,0004} = 4,25.$$

Табличное значение  $F_m$  – критерия при 5 % уровне значимости и числе степеней свободы для числителя 4 и знаменателя 2 равно 19,3, значит  $F_p < F_m$ , и можно сделать вывод об адекватности модели. В результате эксперимента установлено, что требуемое технологией переработки значение общей дисперсии в отгружаемых порциях смеси (при оптимальном среднем значении содержания гравия в смеси – 45 %) достигается при длине склада 180–195 м ( $\sigma^2 = 0,23$ ) при направлении разгрузки автосамосвалов параллельно оси штабеля вне зависимости от режима поступления автосамосвалов. Уравнение регрессионной зависимости общей дисперсии в отгружаемых порциях валунно-гравийно-песчаной смеси от исследуемых факторов имеет вид:

$$Y = 0,47 - 0,115 \times X_1 - 0,037 \times X_2 - 0,123 \times X_3.$$

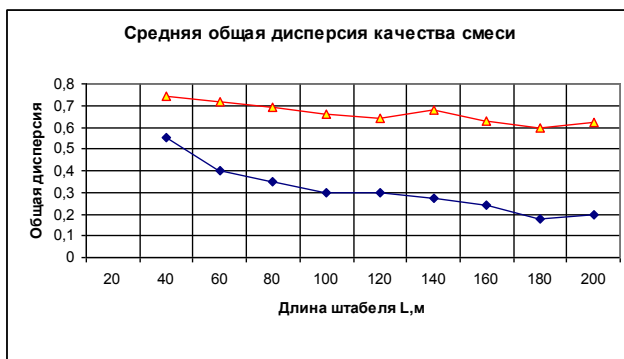


Рис. 1. Зависимость средней общей дисперсии качества  $\sigma^2$  валунно-гравийно-песчаной смеси в зависимости от длины штабеля  $L$

(нижняя линия отображает наилучшие показатели, которые наблюдаются при равномерном поступлении автосамосвалов на склад и разгрузки смеси параллельно фронту, верхняя линия показывает наилучшие показатели, которые наблюдаются при случайном поступлении автосамосвалов на склад и разгрузки смеси перпендикулярно фронту).

Таким образом, наибольшее влияние на критерий оптимизации, судя по величине коэффициентов регрессии, оказывает фактор  $X_3$  – направление разгрузки автосамосвалов и заполнение штабеля. Фактор  $X_1$  – длина штабеля – также имеет существенное влияние на качество усреднения. С увеличением длины штабеля общая дисперсия качества смеси уменьшается. Значимость коэффициента фактора  $X_2$  находится на границе допустимого значения, следовательно, режим поступления автосамосвалов практически не влияет на качество усреднения смеси. Изменения средней общей дисперсии  $\sigma^2$  качества валунно-гравийно-песчаной смеси в зависимости от длины штабеля и средней дисперсии качества приведены на рис. 1.

#### Литература

1. Ржевский, В.В. Основы физики твердых пород / В.В. Ржевский, Г.Я. Новиков. – М.: Недра, 1984. – 359 с.
2. Бейко, И.В. Методы и алгоритмы решения задач оптимизации / И.В. Бейко, Б.Н. Бублик, П.Н. Зинько. – Киев: Вища школа, 1983. – 512 с.
3. Воронова, Н.П. Теплотехнические расчеты при проектировании технологических процессов устройства асфальтобетонных покрытий / Н.П. Воронова [и др.] // строительная наука и техника. – 2007. - №3. – С. 59-61.
4. Адлер, Ю.П. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий / Ю.П. Адлер, Е.В. Маркова, Ю.В. Граковский. – М.: Наука, 1976. – 279 с.
5. Бусленко, Н.П. Методы статистического моделирования / Н.П. Бусленко. – М.: Статистика, 1970, – 112 с.

УДК 622.232.522.2

## **ЗАКРЕПЛЕНИЕ НЕУСТОЙЧИВЫХ ГОРНЫХ ПОРОД МЕТОДОМ ПЕРЕКРЕСТНОЙ ГИДРОСТРУЙНОЙ ЦЕМЕНТАЦИИ**

**Головин К.А., Сапронов И.В.**

*Тульский государственный университет, г. Тула, Россия*

*Рассматривается технология перекрестной гидроструйной цементации неустойчивых горных пород.*

В конце 1980-х годов, представлена новая концепция инновационного развития гидроструйных технологий, а именно, двойные струи сталкивающиеся друг с другом, с целью ограничения их разрушительной способности, обеспечив тем самым точное получение необходимого диаметра в независимости от типа почвы. Расположение этих струй показано на рис. 1 [1].

Концептуальные сравнения традиционной технологии и метода сталкивающихся струй показано на рис. 2. Не сталкивающиеся струи выполняют столбы переменного диаметра, из-за различных свойств горной породы, встречающейся на пути струи. Сталкивающиеся струи создают колонны заданного диаметра, не зависимо от свойства горного массива.

Сталкивающаяся струйная цементация повысила требования к качеству разработки оборудования с момента своего появления под названием «крест-струйной цементации».



Рис.1. Сталкивающиеся струи.

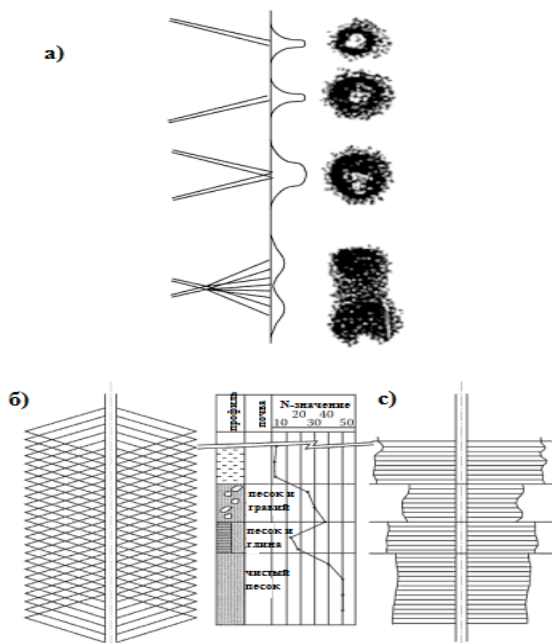


Рис. 2. Принцип перекрещивающей технологии, а) показания датчиков давления от воздействия на них встречных струй б) резка почвы двойной встречной струей с) резка почвы одной струей

В начале 1990-х, крест-струйная технология стала включать в себя метод глубокого смешивания, что существенно увеличило спектр применения. Обычно при выполнении работ вблизи стен, появляется недостаток, который мешает непрерывному производству работ, из-за неоднородности диаметра полученной колонны, однако, при использовании технологии сталкивающихся струй с применением нагнетательного оборудования, внедренного в долото или лезвие буровой колонны, получают колонны необходимого диаметра [1].

*Суть технологии перекрещивающихся струй.*

Технология перекрещивающейся струйной цементации (рис. 3) – это метод, который используется для разрушения горной породы и последующего создания колонн диаметром от 2 до 2.5 метров, путем фокусировки водо-воздушного потока выходящего из насадок, направленных под определенным углом, в точке пересечения, обычно лежащей на расстоянии одного метра от выходных отверстий.

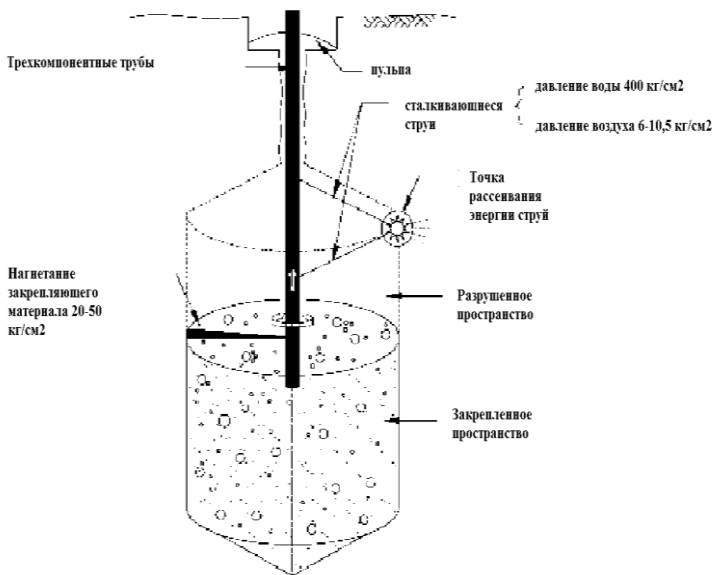


Рис. 3. Принципиальная схема перекрещивающейся струйной цементации.

В точке столкновения, размывающая энергия струи рассеивается, что значительно снижает усилие резки. Цементирующий раствор вводят ниже размывающих насадок, с целью вытеснения размывтой породы и создания грунтобетонных колонн более высокого качества. В почвах, обладающих большой вязкостью, переменной прочностью, или очень стратифицированных, технология дает важное преимущество в виде известной геометрии закрепленного массива и однородности требуемого закрепляющего материала.

Метод возведения перекрещивающихся струй подобен трехкомпонентной струйной технологии, но скорость подъема и частота вращения достаточно медленные, чтобы гарантировать, что водоцементные струи смогут разрушить массив и достигнуть точки перекрещивания. Регулируемая насадка имеет решающее значение для обеспечения столкновения струй и рассеивания энергии. Необходимо специализированное оборудование для нагнетания рабочих жидкостей и точной их фокусировки [2].

Технологические параметры технологии перекрещивающихся струй применяемые во время проведения работ (табл. 1) [3].

Таблица 1. Технологические параметры метода перекрещивающихся струй

Место проведения работ.	Тип почвы	Расчетное значение N		
	Песчаные почвы	$N \leq 50$	$50 < N \leq 100$	$100 < N \leq 150$
	глинистый грунт	$N \leq 3$	$3 < N \leq 5$	-1
Диаметр закрепленного массива (м)		2.5	2.5	2.5
Пересекающиеся струи воды	Давление (МПа)	40		
	Расход (м <sup>3</sup> /мин)	180 (90x2)		
Сжатый воздух	Давление (МПа)	0,6-1,05		
	Расход (л/мин)	6±2		
Нагнетаемый материал	Давление (МПа)	4±1		
	Расход (м <sup>3</sup> /мин)	0,25	0,19	0,19
Скорость вращения буровой колонны (оборотов в минуту)		20		
Скорость подъема буровой колонны (м/мин)		0,125	0,0625	0,0417

Примечание: 1) При значениях  $N > 150$  для песчаных грунтов и  $N > 5$  для глинистых, следует произвести выполнение опытного образца колонны, с целью его дальнейшего изучения и корректировки параметров работы оборудования.

2) Вязкость глины более 0.5кг/см<sup>2</sup> может повлиять на эффективный диаметр закрепленного массива, из-за того, что не будет достигнута точка пересечения.

3) При работе на глубине более 30м, каждые последующие отрезки длиной 5 метров, сократят диаметр колонны на 0,05м.

Оборудование для технологии сталкивающихся струй состоит из машины для подачи раствора, бункер для цементирующего вещества, бака для воды, смесителя и мешалки, гидравлического блока, генератора и компрессора, как показано на рис. 4.

Машина для подачи раствора состоит из буровой установки и оборудования для подачи труб. Связующий раствор, приготовленный в смесителе, передается на инъекционную машину с гидравлическим насосом, и вводится в землю. Нагнетательные трубы имеют наружный диаметр 90 мм. Три форсунки установлены на боковой поверхности трубы вблизи нижней части, два верхних сопла предназначены для впрыска воды под высоким давлением и подачи воздуха в спутном потоке, а нижнее сопло предназначено для подачи связующего раствора.

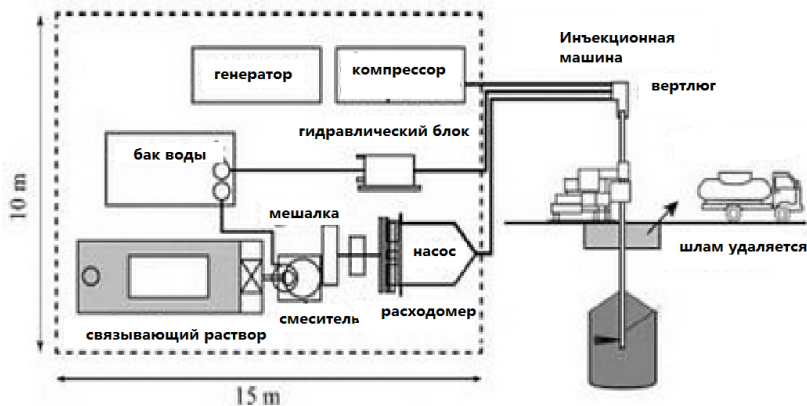


Рис. 4. Схема расположения оборудования.

*Сравнение трехкомпонентной струйной технологии и технологии перекрещивающихся струй: Станция очистки сточных вод Кайстер, Великобритания[1].*

Для первой группы отстойников, построенных на очистных сооружениях в Кайстере, двух метровые бетонные плиты были возведены с помощью трехкомпонентной технологии, для предотвращения вертикальных колебаний и изолирования котлована от притока грунтовых вод. Хотя этот метод был эффективным, ожидалось, что перекрещивающаяся струйная цементация продемонстрирует значительные технические и экономические преимущества для аналогичных плит, которые будут построены под вторым набором бассейнов. На экспериментальном участке были проведены работы, позволяющие напрямую сравнить трехкомпонентную и перекрещивающуюся струйные технологии, до начала проведения основных работ.

*Результаты экспериментальных работ:*

Состав почв, на месте проведения эксперимента, состоял из объектов размером 0,8 м, в виде прочного черного органического материала, заполняющего пустоты в очень мягкой илистой органической глине на глубину 5 м. Ниже был 2-х метровый слой волокнистого торфа. Тест был разработан для оценки геометрии колонны, целостности и прочности для двух данных систем в заданных почвах. Колонны были построены на 1,5 м равном удалении от центра. Опытные образцы были взяты для оценки прочности, а динамические зонды использовались для оценки геометрической формы полученных колонн. Ожидаемый, для перекрестной техноло-



гии, диаметр столбцов 2.2 м был достигнут, с прочностью грунтобетонной конструкции в 500 кПа.

Трехкомпонентная система показала более изменчивые результаты, а высокое качество грунтобетонной конструкции выполненной перекрестной технологией подтвердил превосходство этой техники для производства работ в этих очень трудных почвах.

*Результаты работ перекрестной струйной цементации.*

Строительство грунтобетонной плиты было осуществлено в пределах 41 м, из которых 11 м приходится на шпунтовые переемы. Основанный на результатах экспериментальных работ, диаметр колонны 2.2 м был направлен для производственной работы, используя постоянный равноудаленный интервал 1.65 м. Колонны, по перекрещивающейся струйной цементации, были построены на глубине от –6 м до –4 м ниже уровня основания фундамента. Образцы отобранного керна были извлечены и доставлены в лабораторию для проведения испытаний, результаты показали прочность грунтобетона в 1000 кПа на 7 день с момента создания колонны, и увеличение прочности до 1500 кПа на 28 день. Отклонение шпунтовых свай в нижней точке было минимальным, просачивание грунтовых вод не наблюдалось.

*Выводы по итогам экспериментальных работ.*

Использование перекрестной струйной технологии в данном типе почв выявило ряд очевидных преимуществ:

- технология в существенном количестве заменяет разрушенный материал, а не смешивает его с бетоном, тем самым, создавая грунтобетонные колонны очень высокого качества

- сокращение на 25 % испорченного материала

- Большие колонны, созданные перекрестной струйной технологией, в результате на 57 % сократили календарный план проекта и, соответственно, это привело к значительной экономии средств.

Так как перекрестная струйная цементация производит замену материала на месте, а не смешивает его, нет заметной экономии цемента в сравнении с трехкомпонентной технологией. Тем не менее, более эффективное использование цемента стало возможно в связи с высокой прочностью закрепленного массива.

Перекрестная струйная технология требует сложного, более дорогостоящего оборудования и специализированных подрядчиков, имеющих большой опыт в проведении работ в области струйной цементации. Тем не менее, в сложных почвах, таких как те, которые встречаются в Кайстере, где выбор возможных вариантов крайне ограничен, этот метод оказывается эффективным и технически рентабельным по времени.

Новизна технологии перекрещивающихся струй предоставляет широкое поле для исследовательских работ, с целью установления новых областей применения, параметров работы оборудования, физико-механических свойств закрепленного массива. Новая технология для строительного рынка России повысит конкуренцию в области возведения грунтобетонных свай, особенно в крайне сложных грунтах, что позволит снизить стоимость работ, а следовательно и общие экономические затраты при проведении строительных или ремонтных работ.

Литература:

1. Мозли, М.П. .Улучшение почвы, второе издание: учебное пособие /М.П. Мозли, К. Киш – Оксон.: Издательство SponPress, 2004 - 431с.
2. Велш, Д.П. .Достижения в струйной технологии / Д.П. Велш,, Д.К. Бурке – США, Мэриленд., 2006 - 18с.
3. Материалы сайта <http://www.geotech.org>.

УДК 622.232.52

### **СРАВНЕНИЕ ПРОЧНОСТИ ЗАКРЕПЛЕННОГО ГРУНТОБЕТОННОГО МАССИВА ДЛЯ ТРАДИЦИОННОЙ И ПЕРЕКРЕСТНОЙ ГИДРОСТРУЙНОЙ ЦЕМЕНТАЦИИ**

**Головин К.А., Сапронов И.В.**

*Тульский государственный университет, г. Тула, Россия*

*Производится сравнительный анализ традиционной и перекрестной гидроструйной цементации неустойчивых горных пород.*

Основным параметром, показывающимся эффективное закрепление массива, является прочность. Во многих источниках приводится прочность на одноосное сжатие. Однако представленные в литературе зависимости имеют под собой сложную и зачастую неясную методику расчета, так же нет связи с технологическими параметрами работы установки для закрепления грунта. Решение этой задачи проводилось в ряде экспериментов, целью которых было определение взаимосвязи технологических параметров работы установки, таких как: давление водоцементной смеси (P), диаметр струеформирующих насадок ( $d_0$ ), скорость подъема буровой колонны (V), частота вращения буровой колонны (n), коэффициентом сцепления горных пород (с), с прочностью закрепленного грунтобетонного массива. В результате выявлена зависимость(1) [1 - 3].

$$R = \frac{664.35426 \cdot P^{0.7543} \cdot d_0^{0.83604}}{V^{0.7582} \cdot n^{0.1407} \cdot C^{0.3397}}, \text{Па} \quad (1)$$

Коэффициент вариации экспериментальных данных относительно расчетных данных по новой зависимости составил  $K_{вар}=2,34$  %, что указывает на отличную сходимость данных, поэтому ее можно использовать для дальнейших расчетов.

Зависимость (1) была применена для сравнительного анализа традиционной и перекрестной гидроструйной цементации. Расчет производился для тех же значений режимов работы оборудования, что и в ходе экспериментальных работ, с учетом того, что использовались две насадки направленные под углом друг к другу. Значение параметров работы установки и показатели прочности приведены в табл. 1 [2 - 4].

Таблица 1. Расчет прочности для различных видов грунтов

Глинистый грунт						
Тип технологии	частота вращения, $c^{-1}$	давление, МПа	диаметр насадок, м	Коэф. сцепления, МПа	Скорость подъема, м/с	Прочность, Па
Традиционная	0,167	60	0,002	0,064	0,005	4514020
	0,167	60	0,0025	0,064	0,005	5439822
	0,167	60	0,003	0,064	0,005	6335543
Перекрестная	0,167	60	2x0,002	0,064	0,005	8058206
	0,167	60	2x0,0025	0,064	0,005	9710902
	0,167	60	2x0,003	0,064	0,005	11309899
Песчаный грунт.						
Тип технологии	частота вращения, $c^{-1}$	давление, МПа	диаметр насадок, м	коэффициент сцепления, МПа	Скорость подъема, м/с	Прочность, Па
Традиционная	0,33	60	0,002	0,006	0,005	9165664
	0,33	60	0,0025	0,006	0,005	11045494
	0,33	60	0,003	0,006	0,005	12864245
Перекрестная	0,33	60	2x0,002	0,006	0,005	16362091
	0,33	60	2x0,0025	0,006	0,005	19717871
	0,33	60	2x0,003	0,006	0,005	22964615

В качестве примеров для расчета были выбраны глинистые и песчаные грунты. В приведенной таблице первые три значения показаны для традиционной технологии ГСЦ, а последние три – для перекрестной.

Как видим, использование двух насадок расположенных под углом друг к другу и истекающих в одном направлении, дает увеличение прочности массива в среднем в 1,78 раза. При этом уменьшение диаметра закрепленного массива, при угле наклон струй к горизонтальной плоскости в 25 градусов, составляет 1.1 раза, что крайне мало, в сравнении со значительным увеличением прочности массива (рис.1, 2).

Для получения равной прочности, при использовании перекрестной гидроструйной технологии, достаточно использования давления порядка 32-40 МПа, что является значительным преимуществом с энергетической и экономической точки зрения, в сравнении с традиционной однокомпонентной гидроструйной технологией, которой для достижения тех же значений необходимо применение давления в 60 МПа. Сравнительные параметры приведены в табл. 2.

Таблица 2. Сравнение показателей прочности массива при использовании перекрестной гидроструйной цементации и традиционной гидроструйной цементации

Тип технологии	частота вращения, с <sup>-1</sup>	давление, МПа	диаметр насадок, мм	Скорость подъема, м/с	Прочность, МПа
Традиционная	0,167	60	0,002	0,005	4,5
	0,167	60	0,0025	0,005	5,4
	0,167	60	0,003	0,005	6,3
Перекрестная	0,167	32	2x0,002	0,005	5,0
	0,167	32	2x0,0025	0,005	6,0
	0,167	32	2x0,003	0,005	7,0

Важно отметить следующее, что возможно снижение лишь давления нагнетания раствора, с целью экономии, увеличение скорости подачи или частоты вращения буровой колонны, может привести к тому, водоцементные струи могут не сойтись в точке разрушения, что негативно скажется на всем процессе цементации.

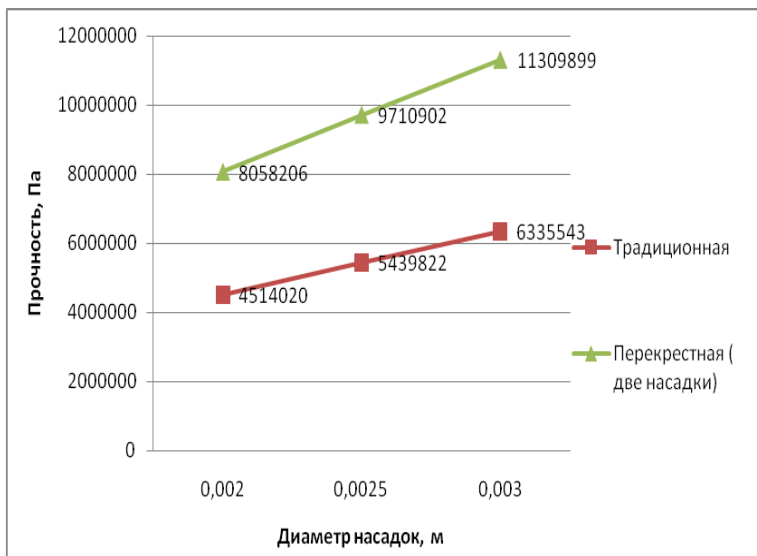


Рис.1. График сопоставления прочностных параметров закрепленного массива традиционной и перекрестной технологий для глинистого грунта.

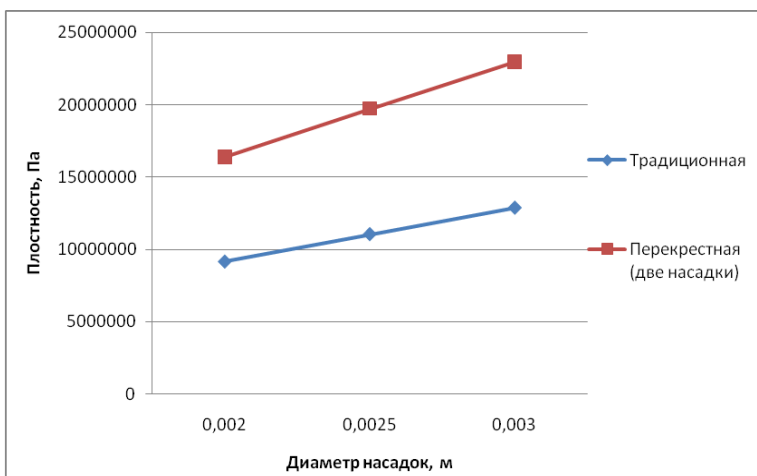


Рис.2. График сопоставления прочностных параметров закрепленного массива традиционной и перекрестной технологий, для песчаного грунта.

Таким образом, применение перекрестной гидроструйной цементации дает ряд преимуществ с энергетической, и как следствие с экономической точки зрения, что делает ее конкурентно способной на строительном рынке России.

#### Литература

4. Бройд, И.И. Струйная геотехнология: Учебное пособие. / И.И. Бройд – М.: Издательство Ассоциации строительных вузов, 2004 - 448 с.
5. Головин, К.А. Обоснование параметров и создание оборудования для гидроструйной цементации неустойчивых пород в горном производстве: Дис. докт. техн. наук / К.А. Головин. – Тула, 2007 г. - 250 с.
6. Копылов, А.Б. Краткий анализ современного состояния скважинной геотехнологии / А.Б. Копылов, О.В. Коновалов, В.С. Сальников, - Тула: Известия тульского государственного университета. Науки о земле., 2010 -№ 1- С. 189-194.
7. Головин, К.А. О применении метода гидроструйной цементации пород в горном деле / К.А. Головин, Р.А. Ковалев, А.Е. Пушкарев, - Горный журнал., 2008 -№ 6- С. 60-62.

УДК 69:624.138.24

### **ИССЛЕДОВАНИЕ УСЛОВИЙ ПОСТАНОВКИ И ДЕФОРМИРОВАНИЯ ИСКУССТВЕННОГО ОСНОВАНИЯ МЕТОДОМ КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ**

**Должиков П.Н., Ивлиева Е.О.**

*Донбасский государственный технический университет*

*В статье исследовано влияние подземных горных работ на состояние грунтовых оснований. Произведен расчет напряженно-деформированного состояния грунтового массива с устройством глиношлаковой стабилизационной подушки.*

Разработка угольных месторождений в течение длительного времени оказывает не только существенное изменение состояния массива горных пород, но и негативно влияет на земную поверхность, которое выражается в ее деформации, а также нарушении естественного баланса водного бассейна, и непосредственно влияет на ее пригодность к строительству.

На сегодняшний день ликвидация нерентабельных шахт, путем их массового затопления, стала причиной переувлажнения породного массива и послужила причиной изменения физико-механических свойств пород, в результате чего нарушилось их равновесное состояние.

В таких случаях для обеспечения качественного строительства необходимо применять средства защиты зданий и сооружений от неравномерных деформаций, весьма перспективным из которых является устройство надежных искусственных оснований (стабилизирующей глиношлаковой подушки) [1]. К основным преимуществам создания такого основания

относится его низкая стоимость, обусловленная использованием в качестве основного сырья закладочной смеси дешевых композиционных материалов, простота технологии, а также долговременность использования [2].

Решение этой проблемы невозможно без построения математической модели, максимально приближенной к реальным условиям. При этом возникает необходимость решить следующие задачи: учесть реальные свойства закладочного материала и свойства грунтового массива; учесть совместную работу основания и стабилизационной подушки; определить изменение напряженно-деформированного состояния стабилизационной подушки в подработанном обводненном массиве.

В качестве исследуемого грунтового массива был выбран участок в пределах горных отводов ликвидированных шахт в г. Брянка Луганской области.

В геологическом строении района принимают участие отложения каменноугольного возраста свит  $C_2^2 - C_2^7$ , которые перекрыты маломощными (до 10 м) четвертичными суглинками, известняками и глинами. В геологическом разрезе каменноугольной толщи преобладают песчано-глинистые породы с подчиненным значением пластов известняков и углей среднего карбона. Пример геологического разреза представлен на рис. 1.



Рис. 1. Пример геологического разреза для Стахановского района

Исследуемая территория расположена в пределах Алмазно-Марьевского геологопромышленного района Луганской области. Южное крыло синклинали, рассматриваемого участка, характеризуется пологим залеганием пластов (10-15 °) и только на северном крыле синклинали па-

дение пластов изменяется, доходя на выходах до 50-60 °. Глубина залегания от дневной поверхности разработанных угольных пластов изменяется от 40 до 1000 м, при этом мощность пластов не превышает 2 м.

Данный участок грунтового массива характеризуется сложными горно-геологическими условиями: выходом на поверхность угольных пластов вблизи жилых домов, выходом под наносы осевой поверхности синклинали, а также наличием горных выработок, пройденных на малых глубинах, как до начала строительства, так и в последующее время.

Горно-геологические условия породного массива, рассматриваемого участка шахтного поля приведены в табл. 1.

Таблица 1. Горно-геологические условия породного массива, рассматриваемого участка шахтного поля

Наименование шахты	Горно-геологические условия			
	Пласт	Мощность, м	Наклон, град.	Глубина, м
«Брянковская» (г. Брянка)	$l_6$	1,2	20	585
	$l_5$	0,5	20	620
	$l_4$	1,2	50	625
	$l_3$	0,8	18	650
	$m_4$	0,9	16-30	425
	$m_3$	0,8	35-50	450

В результате проведенных лабораторных исследований были установлены физико-механические свойства грунтов находящихся в условиях обводненности и подработанности.

По результатам исследования свойств грунтовой толщи на подработанной территории отобранные грунты характеризуются свойствами приведенными в табл. 2 [3].

Изучение физико-механических свойств грунтов на подрабатываемых территориях показал, что их прочностные свойства во многом зависят от плотности сложения и водонасыщения.

При одинаковой плотности сложения грунта его несущая способность с большей влажностью меньше, чем сухого. Так при одной и той же вертикальной нагрузке с уменьшением плотности сложения в 1,5 раза сопротивление сдвигу уменьшилось в 2 раза. Также водонасыщение грунта приводило к существенному изменению (в 2-3 раза) его сдвиговых свойств.



Таблица 2. Физико-механические свойства грунтов

Показатели	Суглинок	Аргиллит
1. Удельный вес грунта, кг/м <sup>3</sup>	2600	2670
2. Объемная плотность, кг/м <sup>3</sup>	2010	2040
3. Весовая влажность, д.ед.	0,23	0,25
4. Нижний предел пластичности	0,17	0,139
5. Верхний предел пластичности	0,33	0,278
6. Число пластичности	0,16	0,14
7. Коэффициент пористости, д.ед.	0,48	0,47
8. Сцепление, МПа	0,08	0,135
9. Угол внутреннего трения, град.	23	37
10. Модуль деформации, МПа	17,94	20,12

Анализ геологических разрезов в основаниях фундаментов зданий на подработанных территориях шахтерских городов Луганского региона позволил выделить основной тип геологического разреза наиболее часто встречающегося на территориях ликвидированных угольных шахт с полным затоплением выработанного пространства. Формирование стабилизирующей подушки (рис. 2) на контакте покровных и коренных отложений из глиношлакового раствора позволяет минимизировать деформационный процесс поверхности земли.

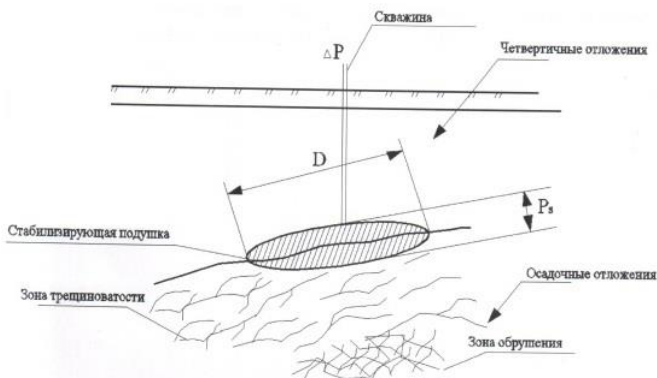


Рис. 2. Схема формирования стабилизирующей подушки (для одной скважины)

Мощность стабилизационной подушки, глубина ее заложения выбираются в зависимости от конкретных горно-геологических условий (глубина залегания геологических нарушений, его амплитуды, зоны влияния). Основные расчетные формулы параметров формирования подушки представлены в табл. 3.

Таблица 3. Основные параметры формирования стабилизирующей подушки на контакте покровных и коренных отложений

№ п/п	Параметр	Обозначение	Формула
1	Толщина стабилизирующей подушки $P_s$ , м	$P_s$	$P_s = \frac{\alpha \cdot \Delta P_y \cdot D}{4[\sigma_{сж}]}$
2	Диаметр создаваемого слоя, м	$D_1, D_2$	$D_1 = \frac{P_s \cdot \Delta P}{\tau_0}; D_2 = \varepsilon \cdot D_1$
3	Объем тампонажного раствора (1 скважина), м <sup>3</sup>	$V$	$V = \pi \cdot R_1 \cdot R_2 \cdot P_s \cdot k_s \cdot k_h \cdot \alpha_z \cdot \xi_s \cdot m_T$

В таблице обозначено:  $\alpha$  – коэффициент перегрузки, учитывающий неоднородность массива, в практических расчетах равен 1,1 – 1,5;

$\Delta P_y$  – максимальное давление нагнетания тампонажного раствора, МПа;

$\varepsilon$  – коэффициент анизотропии пород;  $\tau_0$  – динамическое напряжение сдвига раствора;  $\sigma_{сж}$  – предел прочности на скалывание затампонирующей породы, в практических расчетах принимается равным 2 – 3 МПа;  $k_s$  – коэффициент площадочного разуплотнения;  $k_h$  – коэффициент вертикального разуплотнения;  $\alpha_z$  – коэффициент запаса раствора;  $\xi_s$  – коэффициент, учитывающий перекрытие эффективных контуров распространения раствора;  $m_T$  – значение скважности, д. ед.

Состав и свойства тампонажно-закладочного раствора приведен в табл. 4.

Таблица 4 – Состав и свойства тампонажно-закладочного раствора

№ п.п.	Параметры суспензий	Значения
1	Количество отвального шлака, кг/м <sup>3</sup>	820
2	Количество глины, кг/м <sup>3</sup>	20
3	Количество воды, кг/м <sup>3</sup>	625
4	Плотность базовой суспензии, кг/м <sup>3</sup>	1445
5	Количество цемента, кг/м <sup>3</sup>	–
6	Плотность суспензии, кг/м <sup>3</sup>	1460
7	Пластическая прочность, кПа, на 7 сутки на 10 сутки на 15 сутки	237,3
		419,21
		588,89
8	Растекание, см	11

Для изучения влияния формирования искусственного основания путем устройства стабилизирующей подушки на контакте покровных и коренных отложений на уменьшение деформационного процесса земной

поверхности, за счет увеличения прочности основания, воспользуемся математическим моделированием.

Исследования напряженно-деформированного состояния основания выполним методом конечных элементов с помощью программного вычислительного комплекса «ЛИРА» в нелинейной постановке.

Для упрощения математической модели процесса установки стабилизационной подушки в подработанном обводненном массиве форма консолидированного грунтового массива идеализируется и сводится до формы цилиндра. Так как полученная модель является симметричной, то для моделирования процессов достаточно рассмотреть 1/4 часть конечно-элементной модели (расчетной схемы).

Грунт моделируется при помощи объемных физически нелинейных КЭ – 271-276, моделирующими одностороннюю работу грунта на сжатие с учетом сдвига. Размеры модели грунтового массива: радиус – 50 м, по глубине – 100,0 м.

Объемные элементы предназначены для определения напряженно-деформируемого состояния континуальных объектов и массивных пространственных конструкций в постановке физически-нелинейной теории упругости. При этом предполагается, что в начальной стадии деформирования материал обладает упругими свойствами. При расчете применяется шагово-итерационный метод.

Верх модели загружен равномерно распределенной нагрузкой от собственного веса грунтового массива и тампонажно-закладочного раствора в соответствии с результатами лабораторных исследований, а также нагрузкой, передаваемой на грунтовое основание от зданий. На конечно-элементную модель налагались граничные условия, учитывающие прямую симметрию и наиболее адекватно отражающие работу грунтового массива. Стабилизационная глиношлаковая подушка расположена на расстоянии 10 м от поверхности земли.

Сравнение изменения в деформированном состоянии массива до и после постановки стабилизационной подушки, выполнялось по относительной осадке покровных пород, определяемой по вертикальным перемещениям (рис. 3).

В результате анализа результатов расчетов было установлено, что вертикальные перемещения ( $Z$ , мм) грунтового массива составляют: вариант 1 –  $Z = 56,9$  мм; вариант 2 –  $Z = 18,7$  мм.

Для двух вариантов определялись эквивалентные напряжения в соответствии с теорией прочности наибольших главных деформаций. Результаты вычислений приведены на рис. 4.

Как видно по рис. 4 максимальные эквивалентные напряжения возникают в приграничных зонах слоев тампонажно-закладочного раство-

ра, что можно объяснить наличием «краевого эффекта» в рассматриваемых задачах.

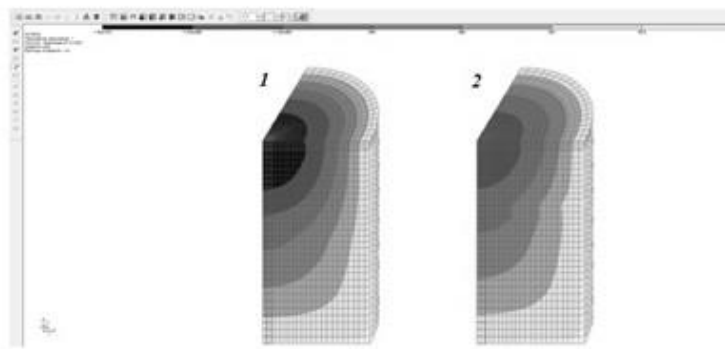


Рис. 3. Изополя вертикальных перемещений  $Z$ , мм:  
1 – до устройства стабилизационной подушки;  
2 – после устройства стабилизационной подушки

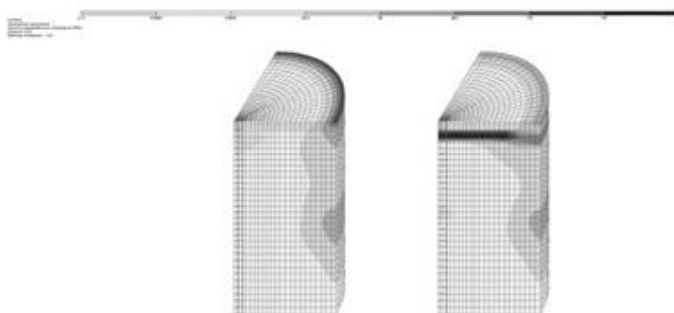


Рис. 4. Изополя эквивалентных напряжений,  $t/m^2$

Также наибольшие эквивалентные напряжения возникают в средней части слоев тампонажно-закладочного глиношлакового раствора, причем, по мере увеличения мощности стабилизационной подушки эквивалентные напряжения уменьшаются в нижнем слое тампонажного раствора, что соответствует распределению вертикальных напряжений в грунтовом основании в зависимости от глубины сжимаемой толщи.

Таким образом, на основании проведенных исследований было установлено, что для стабилизации деформационных процессов на земной

поверхности устройство искусственного основания позволяет уменьшить величину оседаний в 3 раза, что обеспечивает увеличение прочности основания, а также дает возможность управлять напряженно-деформированным состоянием горного массива за счет напорной инъекции глиношлакового раствора.

#### Литература

1. Должиков П.Н. Новые геомеханические процессы и их нейтрализация на подработанных территориях Донбасса / П.Н. Должиков // Вестник МАНЭБ т.13. – 2008. – №4. – С. 108-111.
2. Ивлиева Е.О. Формирование искусственного основания фундаментов на подработанных территориях / Е.О. Ивлиева, П.Г. Фурдей // Перспективы развития строительных технологий: Материалы 7-й междунар. науч.-практ. конф. (Днепропетровск 18-19 апреля 2013г.). – Д.: Національний гірничий університет, 2013. – С. 34-37.
3. Должиков П.Н. Влияние обводненности и трещиноватости на деформационные свойства оснований фундаментов / П.Н. Должиков, Е.О. Ивлиева // Сборник научных трудов ДонГТУ. – Алчевск: ДонГТУ, 2013. – Вып. 40. – С. 168-172.

УДК 622.343'446

### **СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

**Альжанов М.К., Койлыбаев Ж.А.**

*Казахстанский институт содействия промышленности, г. Караганда*

*Рассмотрены принципы организационно-технического оснащения процесса добычи и переработки рудного сырья на основе использования циклично-поточных технологий. Предлагается новая схема организации предприятий горной отрасли - горно-добывающе-перерабатывающие комплексы (ГДПК).*

Неоспоримой тенденцией развития мировой горной промышленности на обозримую перспективу считается стабильная ориентация на открытый способ разработки, как обеспечивающий наилучшие экономические показатели. На его долю приходится (по данным разных источников) до 73 % общих объемов добычи полезных ископаемых в мире (в США – 83 %, в странах СНГ – около 70 %).

Анализ тенденции развития открытых горных работ в странах СНГ и дальнего зарубежья показывает, что в ближайшее время глубина многих карьеров составит 400-500, а в недалёком будущем может достигнуть 700-1000 м. Если учесть, что по мере роста глубины карьеров доля затрат на карьерный транспорт доходит до 55–60 % в общей себестоимости добычи полезного ископаемого, то вполне очевидным представляется тезис о том,

что вопросы развития и совершенствования карьерного транспорта являются одними из основных для открытых горных разработок.

Тенденция дальнейшего увеличения единичной мощности горно-транспортного оборудования, очевидно, должна уступить свою лидирующую роль в горно-добычном комплексе иным схемам организации производства горных работ, в частности ЦПТ, и соответствующим им видам горнотранспортной техники.

До настоящего времени основным видом технологического транспорта при добыче полезных ископаемых открытым способом считался автомобильный. Он использовался для перевозки примерно 80 % всей горной массы во всем мире, в т.ч. в США и Канаде – 85 %, в Южной Америке – 85 %, в Австралии – почти 100 %, в Южной Африке – более 90 %. В России и странах СНГ удельный вес карьерного автотранспорта с учетом всех подотраслей горно-добывающей промышленности составлял 75 %.

Считается, что «революционный период» в создании большегрузных самосвалов в целом закончился. Дальнейшее производство карьерных автосамосвалов будет развиваться по эволюционному пути, основными чертами которого являются следующие:

- дифференциация типоразмерного ряда по грузоподъемности самосвалов;
- создание бортовых систем управления безопасностью и снижением энергозатрат, а также обеспечивающих получение информации о параметрах работы узлов и систем самосвала, перевозимой горной массе и др.;
- повышение ресурса базовых конструкций;
- создание комфортных условий для водителя;
- обеспечение экологической безопасности транспортного процесса.

С увеличением глубины карьеров обостряются вопросы транспортировки горной массы из карьера наверх, схем проведения вскрышных и добычных работ. Традиционно используемые технологические схемы проведения вскрышных и добычных работ, а также схемы транспортировки горной массы, включающие автотранспорт, железнодорожный транспорт и конвейерный транспорт, как показывает практика, начинают становиться неэффективными.

По данным ряда исследователей РФ ориентировочные цифры снижения производительности транспортных средств с понижением горных работ на 100 м составляют: для автосамосвалов - 25–39 %, для железнодорожного транспорта – 8,5–20 %.

В этих условиях на первый план выдвигаются задачи обоснования общей стратегии разработки глубоких карьеров, установления закономерностей формирования их транспортных систем и рациональных зон применения различных видов транспорта в изменяющихся условиях разработки месторождений с учетом закономерностей технического прогресса

развития горнотранспортной техники и совершенствования технологии открытых горных разработок.

Согласно исследованиям, проведенным в ИГД УрО РАН (г. Екатеринбург), затраты на транспортировку горной массы, достигающие в настоящее время 40-60 % общих затрат на добычу руды, с увеличением глубины карьеров до 500-1000 м возрастают до 70 %. В связи с этим эффективность использования транспорта существенно влияет на себестоимость получаемого конечного продукта.

Весьма своевременным является развитие представлений о стратегии формирования транспортных систем карьеров, основанная на применении комбинированных схем транспортирования и зонирования участка производства горно-транспортных работ для различных горно-технических условий, переходом от одной схемы транспортирования к другой, сформулированной член-корр. Яковлевым В. Л.

Одновременно с обоснованием общей стратегии разработки глубоких карьеров целесообразно задаться вопросом обоснования общей стратегии технологии добычи и переработки минерального сырья до получения товарного продукта и определением более эффективных схем размещения цепи аппаратов, что, в конечном счете, позволит совместить в едином технологическом цикле добычи и переработки, повторяющиеся отдельные технологические операции, а также переместить ряд подготовительных операций в пространстве и во времени.

Очевидно, назрела необходимость о формировании принципов построения в горнодобывающей отрасли предприятий нового поколения: горно-добывающе-перерабатывающих комплексов (ГДПК).

К принципам построения ГДПК следует отнести:

- передача ряда технологических операций ранее осуществляемых на производственной площадке обогатительных фабрик непосредственно на карьер (подземный рудник). К таким операциям можно отнести дробление, классификацию усреднение вещественного состава сырья на карьерных (шахтных) рудных складах, раздельная (по классам крупности) отгрузка подготовленного сырья на обогатительный процесс;

- формирование транспортной системы ГДПК, ориентированной на внутрикарьерную (внутришахтную) первичную подготовку, разделение рудного сырья по классам крупности и последующее перемещение подготовленного рудного сырья на обогатительный процесс;

- внедрение мобильных дробильно-классификационных установок;

- создание на площадке карьеров (шахт) усреднительных рудных складов для продуктов первичной подготовки сырья;

- снижение вредного воздействия на экологию от используемой карьерной техники за счет внедрения систем ЦПТ.

Было доказано, что внедрение ЦПТ с конвейерным транспортом обеспечивает по сравнению с автомобильным или железнодорожным транспортом увеличение производительности труда и снижение затрат на разработку месторождения на 25-30 %, причём эффективность ЦПТ возрастает с увеличением глубины карьера.

Целесообразность применения ЦПТ обосновывается, в первую очередь, значительным снижением эксплуатационных затрат по сравнению с вариантами, предусматривающими использование карьерного автомобильного или железнодорожного транспорта.

Применение дробильных комплексов в карьере и конвейерного транспорта, по данным зарубежной практики, снижает эксплуатационные затраты в несколько раз по сравнению с транспортированием руды автосамосвалами. При этом создаются благоприятные условия для более эффективной отработки карьеров.

Опыт работы Криворожских карьеров, Оленегорского и Мурунтауского ГОКов с циклично-поточной технологией показывает её неоспоримое преимущество по повышению эффективности открытых горных работ.

Разработкой основ классификации поточного и циклично-поточного производства при разработке крепких руд посвящены работы М.В. Васильева.

Васильев М.В., исследуя основные принципы поточной технологии открытой угледобычи, впервые ввёл понятия:

- „непрерывно- поточные“ линии;
- „прерывно- поточные“ линии.

Институт Гипроруда совместно с ИГД МЧМ СССР предложил классификацию технологических систем разработки скальных пород в основу которой положил принцип внедрения оборудования непрерывного действия на основных производственных процессах. Согласно этой классификации все системы разделены на четыре группы.

В классификации технологических схем ЦПТ, разработанной профессором А.Н. Шилиным положен принцип подготовки горной массы к транспортированию конвейерами.

Все схемы ЦПТ разделены на три группы:

- с дроблением,
- с грохочением,
- без дробления и грохочения со специальными конвейерами для транспортирования крупнокусковых скальных пород и руд.

Профессор Б.В. Фаддеев, обобщив опыт применения конвейерного транспорта выделил 8-технологических схем, основными классификационными признаками которых приняты крепость разрабатываемых пород и степень поточности производства.



Необходима также оптимизация параметров транспортных систем карьеров на всех стадиях разработки глубокозалегающих месторождений. Дальнейшего развития требуют теоретические основы выбора транспорта глубоких карьеров, в том числе с учетом экологических последствий применения различных видов карьерного транспорта, разработки методов введения в критерий оценки сравнительной эффективности вариантов показателей трудоемкости транспортирования горной массы.

Решение указанных задач позволит изыскать пути снижения затрат на добычу полезных ископаемых с ростом глубины карьеров и создаст новые предпосылки для расширения эффективных границ открытой разработки.

Вопросы совершенствования технологии открытой разработки тесно взаимосвязаны с повышением эффективности технологических процессов и внедрения комплекса новых методов и средств ЦПТ, оптимизации параметров технологических процессов, минимизации затрат и повышения интенсивности горных работ.

Основным направлением снижения себестоимости добычи руды является применение ЦПТ, а именно технологических схем с автомобильно-конвейерным, железнодорожно-конвейерным, собственно конвейерным транспортом и дробильно-перегрузочными установками, которые могут быть применимы в стационарном, передвижном или самоходном исполнении.

Немаловажное значение приобретают вопросы перераспределения места производства отдельных операций технологического цикла подготовки и обогащения рудного сырья. Операции по дроблению, классификации горной массы и усреднению измельченного рудного сырья целесообразно сосредоточить в пределах рабочей площадки карьера (шахты). На площадку обогатительной фабрики следует поставлять рудное сырье прошедшее стадии крупного и среднего дробления.

С увеличением глубины карьеров и ростом расстояния транспортирования горной массы эксплуатационные расходы при применении традиционных колесных видов транспорта значительно возрастают, а производительность снижается.

Применение ЦПТ в условиях постоянно возрастающей глубины открытых разработок, как показали исследования и практика, позволяют достичь высокой концентрации горного производства, улучшить показатели использования горно-транспортного оборудования, обеспечить высокую степень автоматизации производственных процессов, сократить затраты на транспортирование горной массы с больших глубин, значительно повысить производительность труда и эффективность горного производства в целом.

Анализ существующих технологических схем разработки скальных пород и руд, проведенный ведущими учеными РФ и РК, свидетельствует, что на карьерах применяются одно, двух и трёхзвенные транспортные системы. Транспортная система карьера в значительной мере определяет способ вскрытия новых горизонтов и оказывает определенное влияние на порядок и темпы развития горных работ. Это характерно как для технологических схем с техникой цикличного и непрерывного действия, так и для технологических схем с техникой цикличного действия (цикличная технология). С увеличением высоты зоны отработки от поверхности карьера затраты на автотранспорт увеличиваются, затраты же на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт при отработке оставшейся текущей высоты зоны отработки снижаются, в связи с уменьшением длины транспортирования внутрикарьерным автотранспортом.

При использовании автомобильно-конвейерного транспорта автотранспорт целесообразно применять в основном в качестве сборочного транспорта внутри карьера, т.е. связующего звена между экскаватором и конвейерным транспортом (для транспортировки горной массы на малые расстояния) в пределах обрабатываемого участка.

В системе „карьер“ при использовании ЦПТ технологические схемы работы автотранспорта зависят от состояния подсистем сочетаемых видов транспорта, которые предопределяются заданной производительностью карьера ( $Q_k$ ). При полученных по  $Q_k$  значениях потребной суммарной теоретической производительности цикличного вида транспорта  $Q_{ц}$  и поточно-го  $Q_{пт}$  состояние подсистем может принимать следующие соотношения:

1)  $Q_{ц} = Q_{пт}$  – при проектировании технологии является наиболее целесообразным. При этом в определенное время (при плановых и неплановых простоях конвейерного комплекса) имеет место  $Q_{ц} > Q_{пт}$ . В этом случае внутрикарьерный автомобильный транспорт должен переходить на схему работы карьерного автотранспорта.

2) При соотношении в течение всего рабочего периода  $Q_{ц} > Q_{пт}$  система самостоятельно функционировать не в состоянии. Производительность конвейерного транспорта не соответствует производительности автотранспорта. Это приводит к накоплению горной массы на перегрузочных узлах и необоснованному повышению финансовых затрат на размещение и складирование сырья. Возможно дополнительное привлечение автотранспорта для вывоза накопившегося сырья за пределы разрабатываемого участка.

3) При соотношении  $Q_{ц} < Q_{пт}$  возникает проблема неэффективности использования конвейерного транспорта и привлечения дополнительного количества автотранспорта для внутрикарьерных перевозок, что в свою очередь ограничивается производительностью экскаваторной техники.

## **ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ СТАЛЬНЫХ НАДШАХТНЫХ КОПРОВ МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНОГО НАЗНАЧЕНИЯ**

**Касихина Е.Г.**

*Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева*

*Обоснован системный подход, разработана методика синтеза и анализа технологических схем сооружения вертикальных стволов с применением формализованного математического моделирования при многокритериальном и векторном способах формирования целей по ресурсосберегающим признакам.*

Традиционный способ оснащения и эксплуатации вертикальных стволов заключается в применении уже известных конструктивных схем с использованием стальных копров: временного типового проходческого и постоянного укусного. При этом в общей продолжительности строительства ствола оснащение достигает 30-60 % времени, в основном из-за большой трудоемкости и длительности монтажа - демонтажа проходческого копра, монтажа постоянного копра и из-за устаревших объемно-планировочных и конструктивных решений копров.

Широко применяемый в настоящее время принцип типизации конструкций проходческих и постоянных копров зачастую приводит к неоправданным затратам с точки зрения металлоемкости по сравнению с конструкциями, запроектированными индивидуально для конкретной расчетной ситуации.

При строительстве шахт нового технического уровня все чаще возникает потребность в строительстве стволов, для которых традиционные схемы оснащения неприемлемы (стволы больших диаметров, стволы-бинокли), а требуется разработка индивидуальных схем.

Анализ календарных графиков выполнения работ показывает, что основным резервом сокращения продолжительности строительства стволов является снижение затрат времени, связанных с монтажом - демонтажом проходческого копра и монтажом постоянного. Это возможно лишь при замене временного проходческого и постоянного копров на многофункциональное устройство, пригодное как для проходки, так и для эксплуатации.

Искомое техническое решение должно обеспечивать минимальную продолжительность сооружения ствола, минимальную стоимость и трудоемкость строительно-монтажных работ, минимальную продолжительность переоснащения ствола для проведения горизонтальных горных выработок, высокий уровень индустриализации строительных конструкций повышенной заводской готовности.

В связи с этим, на кафедре «Строительство подземных сооружений и шахт» КузГТУ разработаны методические рекомендации [1] по формированию конструктивных параметров стальных копров многофункционального назначения [2], позволяющие, с одной стороны, сформировать множество индивидуальных технических решений, приемлемых для заданных условий проектирования, а с другой стороны, выбрать среди них вариант оснащения, оптимальный с точки зрения снижения ресурсосбережения.

Вышеупомянутые методические рекомендации отражают суть нового подхода к проектированию копров на основе соединения в одной наземной конструкции постоянного набора элементов, применяющихся на протяжении всего периода строительства и эксплуатации ствола, и сменных блоков, необходимых для обеспечения работы копра на период проходки.

Основными конструктивными элементами копра многофункционального назначения являются сварные рамные конструкции переменного сечения, что позволяет запроектировать индивидуальную конструкцию копра на основе унифицированной элементной базы на уровне исходных материалов (например, листовая сталь, из которой состоят коробчатые и трубчатые конструкции переменного сечения).

Предложенная на рис. 1, 2а, 3а модель принята в качестве базовой и состоит из трех функциональных блоков:

- основной несущий блок (см. рис. 1), обеспечивающий функции постоянного подъема: состоит из подшивного устройства, включающего рамную укосину 1 переменного коробчатого сечения, центральную трубчатую стойку 2, постоянные подшивные площадки 3 и кольцевую распорку 4. Монтируется на этапе оснащения для проходки техотхода сразу же после сооружения оголовка устья и обратной засыпки (с условием готовности фундаментов для копра) и используется на всех этапах строительства и эксплуатации ствола;

- временный конструктивный блок (рис. 2а, 2б), обеспечивающий функции работы в режиме проходки, состоит из проходческой подшивной площадки 5 на базе кольцевой распорки 4 и разгрузочного станка 6. Добавляется к подшивному устройству на этапе проходки протяженной части ствола. Для перехода к сооружению горизонтальных выработок временный конструктивный блок демонтируется;

- дополнительный конструктивный блок, обеспечивающий функции работы в режиме эксплуатации, состоит из несущего рамного станка 7 (рис. 3а, 3б) и площадки для амортизаторов 8, которая необходима для работы постоянного подъема.

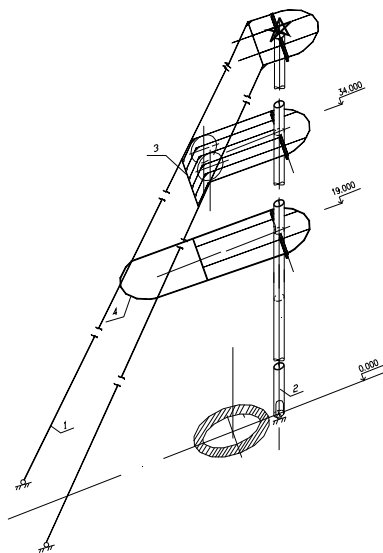


Рис. 1 - Копер многофункционального назначения.  
 Модель на период проходки устья и техотхода

После того, как копер был условно разбит на функциональные блоки, появилась возможность отображения процесса его проектирования путем прохождения по графу событий (рис. 4), на котором вектор управляемых переменных включает признаки  $X_1 \div X_8$ , формирующие конструктивную форму копра

$$\bar{X}(X_1, X_2, X_3, X_4, X_5, X_6, X_7, X_8), \quad (1)$$

где  $X_1 \div X_8$  – характеристики условий для проектирования (климатические и грунтовые условия, сейсмичность района, и т. д.), характеристики, отражающая требования к конструкции копра как к функции постоянного подъема (множество различных топологических схем основной несущей конструкции в зависимости от схемы подъема, разрывного усилия  $R$ , размещения подъемной установки, диаметра и назначения ствола), условия нагружения на этапе проходки с учетом размещения временного проходческого оборудования относительно ствола и технологических процессов, связанных с проходкой.

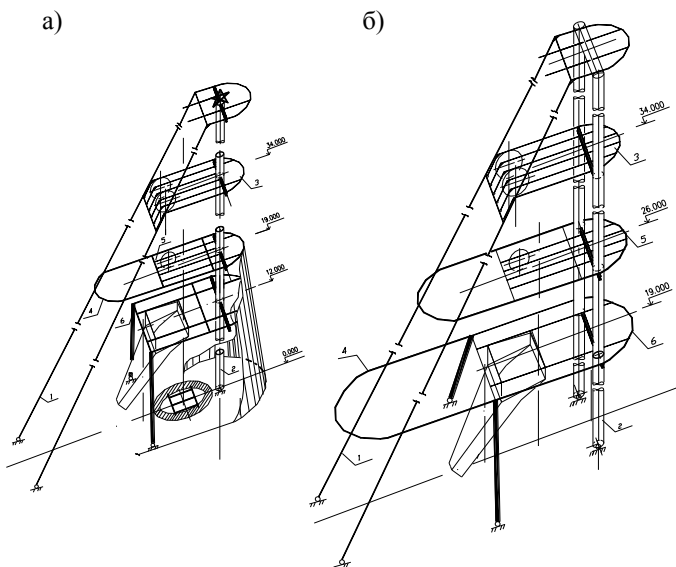
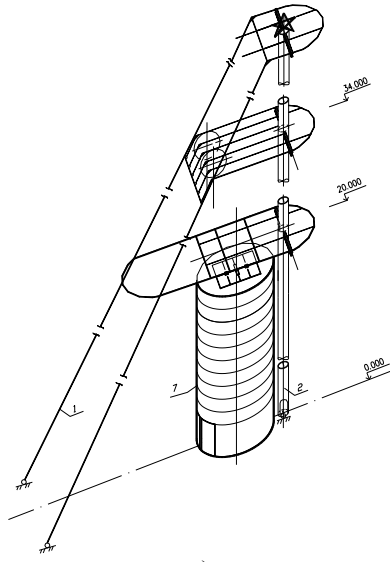


Рис. 2. Копер многофункционального назначения.  
 Модель на период проходки протяженной части ствола:  
 а) вариант с центральной трубчатой стойкой;  
 б) вариант с центральным порталом

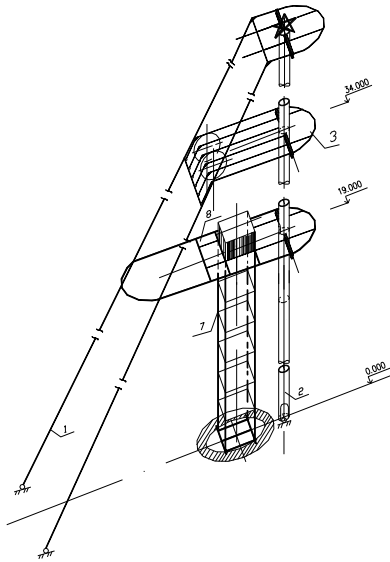
В результате получен граф событий, при прохождении по которому от исходной точки  $\mu$  до конечного узла  $M$  конструкция дополняется необходимыми сменными или постоянными блоками, обеспечивающими требуемые функции. Получаемые на каждом пути варианта  $E_i$  проектные решения [3] позволяет увидеть все возможные варианты (см. рис. 1 - 3) расположения конструктивных элементов копра с учетом конкретной расчетной ситуации, но на основе унифицированной элементной базы.

Граф событий (рис. 4) легко поддается модификации: при необходимости его можно дополнительно развить, например, добавить варианты подбора проходческого оборудования и размещения его в стволе, включить варианты разгрузки горной массы или варианты схем монтажа конструкций.

Далее граф событий преобразовывается в граф решений (рис. 5), который позволяет просчитать оптимальные варианты решений для заданных критериев (сокращение трудозатрат, стоимости и сроков строительства) [4].



а)



б)

Рис. 3. Копер многофункционального назначения.  
а, б - варианты на период эксплуатации

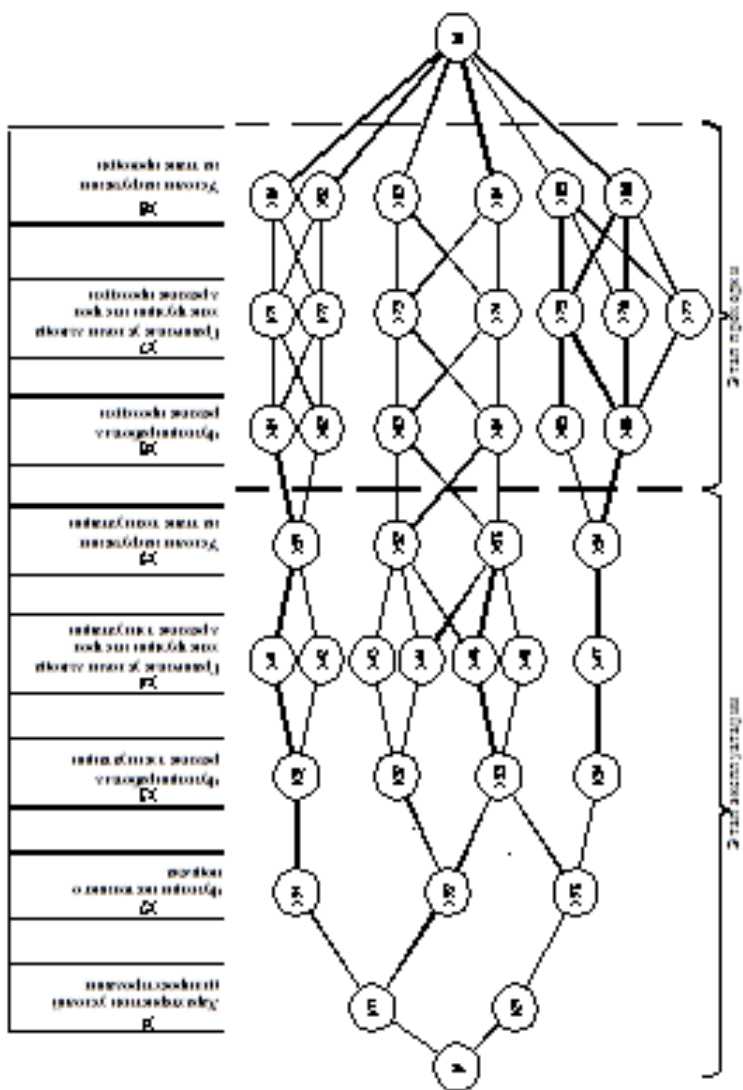


Рис. 4.Граф событий



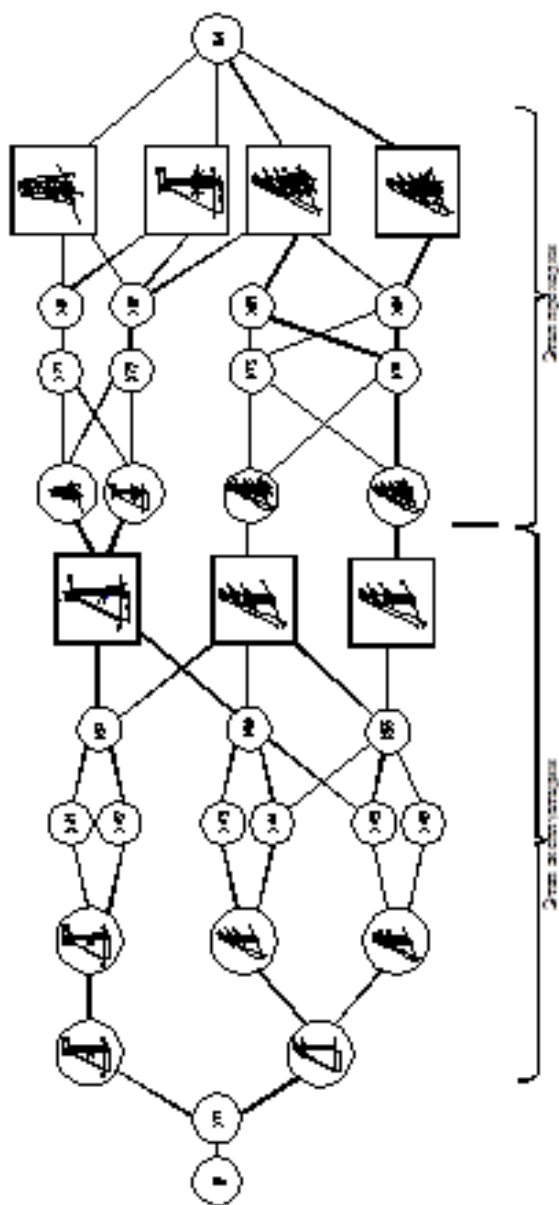


Рис. 5 - Граф решений

В результате прохождения по графу в конечном его узле М, формируется не только конструкция копра и набор необходимого проходческого оборудования, но и оптимальная схема оснащения для сооружения конкретного ствола с учетом поставленных целей и приоритетов по ресурсосбережению.

**Заключение.** Сегодняшние требования к сооружению вертикальных стволов направлены, прежде всего, на сокращение продолжительности и стоимости строительства, на экономию материалов и средств, при этом возможности проектировщиков по части использования программного обеспечения заметно возросли, следовательно, появился смысл и прямая выгода в системном подходе и более тщательном расчете, учитывая индивидуальные особенности каждого проекта в перспективном шахтном строительстве.

Литература:

1. Кассихина, Е. Г. Обоснование параметров и разработка метода расчета стальных копров многофункционального назначения Методические рекомендации / Е. Г. Кассихина, В. В. Першин, Н. Ф. Косарев. – Кузбасс. гос техн. ун-т – Кемерово 2012. – 29 с.
2. Пат. 2120013 С1 (RU), 6Е 04 Н 12/26. Многофункциональное устройство для проходки и эксплуатации шахтных вертикальных стволов / Е. Г. Кассихина, В. В. Першин. – № 97110900; Заявлено 26.06.97; Опубл. 10.10.98., Бюл. № 28.
3. Першин, В. В. Новая концепция проектирования многофункциональных стальных укосных копров / В. В. Першин, Е. Г. Кассихина / Уголь, 2001. – №2. С. 11-14
4. Мушик, Э. Методы принятия технических решений / Э. Мушик, П. Мюллер – М. : Мир, 1990. - 208 с.
5. Рогов, Е. И. Математические модели адаптации процессов и подсистем угольной шахты / Е. И. Рогов, В. Н. Вылегжанин, Г. И. Грицко – Алма-Ата. : Наука, 1979. – 240 с.

УДК 622.235

## **ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДОБЫЧИ НЕРУДНЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ГРАНИТНЫХ КАРЬЕРАХ УКРАИНЫ**

**Коновал С.В.**

*Черкасский государственный технологический университет, г. Черкассы,*

*Украина*

*Приведены результаты промышленных взрывов с применением скважинных зарядов на основе конверсионных и новых видов ВВ. Получены данные по подтверждению высокой степени их эффективности и производительности.*

Добывающая промышленность Украины сейчас находится в тяжелом финансово-экономическом положении и требует принятия неотложных мер. Эффективность работы предприятий добывающей промышлен-

ности определяет состояние дел в базовых отраслях промышленности Украины. Приоритетным направлением является и разработка нерудных полезных ископаемых, то есть крепких анизотропных горных пород в качестве строительного камня.

Повышение производительности добывающих предприятий должно происходить за счет внедрения инновационных технологий, предусматривающих применение новейших методов производства работ и применения новых материалов.

Разработка месторождений полезных ископаемых на гранитных карьерах Украины ведется открытым способом с использованием скважинных зарядов ВВ. Разрабатываются породы с коэффициентом  $6 \dots 16$  по шкале профессора М.М. Протодяконова мелкозернистые, среднетрещиноватые, крупноблочные. В качестве ВВ используется Анемикс 70.

Массовый взрыв с использованием данной технологии был проведен 17.09.2013 года на Новгородковському карьере ОАО "Кировоградгранит" (Кировоградская область). На горизонте +112 м был разрушен блок № 12, состоявший из магматитов и гранитов. Было устроено 35 скважин. Высота уступа составляла 15,3 м. Средняя глубина скважин составила 16,8 м. Была устроена сетка скважин. Расстояние между рядами составило 4,8 м, между скважинами 5,5 м. Диаметр скважин – 150 мм.

Технология формирования скважинных зарядов при этом предусматривает следующий порядок: в скважине на уровне перебура устанавливался взрыватель, состоящий из 12-ти конверсионных тротиловых шашек Т-75 (900 г), далее зарядной машиной проводилась зарядка Анемикса 70, заполнялся перебур и скважина на 2 м выше перебура. Устанавливался второй промежуточный детонатор из 12 конверсионных тротиловых шашек Т-75 (900 г). Далее скважина заполнялась Анемиксом 70 на высоту 2 м до поверхности скважины. Пространство оставлялось для того, чтобы дать возможность Анемиксу 70 расширяться и полностью заполнить скважину, так как при реакции с воздухом он увеличивается в объеме. Увеличение объема Анемикса свидетельствует о правильности сочетания компонентов и качества полученного ВВ. Далее устраивалась забивка с использованием буровой мелочи.

Всего было использовано 12500 кг Анемикса 70 и 63 кг конверсионных тротиловых шашек Т-75. При проектировании массового взрыва учитывались особенности залегания пород и уровень их обводненности.

Для создания внутрискважинных замедлений были использованы устройства типа УНС-С-500-21 – 36 шт., УНС-С-500-16 36 шт., УНС-ПА-105-10 – 56 шт., УНС-ПА-25-10 – 20 шт., УНС-ПА-0-10 – 8 шт. и ЕД8Ж – 4 шт. Значительное влияние на качество и эффективность проведения работ имеет применение неэлектрической системы инициирования "Импульс".

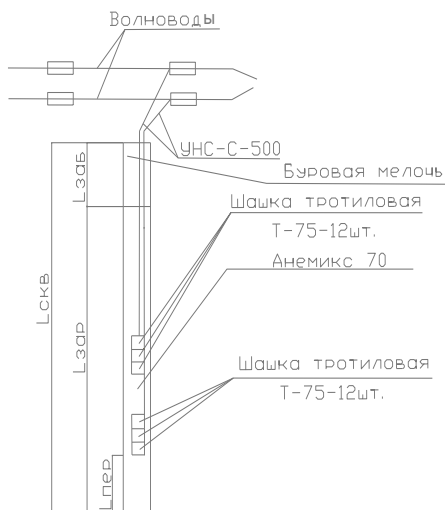


Рис.1. Характерный разрез скважины с конструкцией заряда

В результате массового взрыва было отбито 13620 м<sup>3</sup> горной массы. Удельные затраты ВР на блок, кг/м<sup>3</sup> составили 0,92.

При подрыве указанных зарядов получено высокое качество измельчения пород (выход негабарита составил 5 %), обработка подошвы уступа (без завышения), а также широкий развал и компактный навал горной массы удовлетворил полностью потребности заказчика. При подрыве зарядов ВВ в скважинах не зафиксированы случаи их выгорания, отказа детонации, а также выделение значительного количества вредных газов с резким запахом и цветом. При применении забойки с использованием буровой мелочи был зарегистрирован выброс продуктов взрыва и забойки высотой до 30 м.

**Выводы.** Применение новых средств инициирования и взрывчатых материалов (таких как Анемикс 70) на нерудных карьерах позволило обеспечить высокое качество дробления пород и уменьшение выхода негабарита.

#### Литература

1. Друкованый М.Ф., Дубнов Л.В., Кутузов Б.Н., Ефремов Э.И. Справочник по буровзрывным работам на карьерах. К. Наук.думка,1973.
2. Ржевский В.В. Открытые горные работы Производственные процессы. М. Недра, 1985.

3. Ефремов Э.И., Кравцов В.С., Мячина П.Н. и др. Разрушение горных пород энергией взрыва. К. Наук. думка, 1987.
4. Шевцов М.Р., Таранов П.Я., Левит В.В., Гудзь О.Г. Руйнування гірських порід вибухом. Донецьк. 2003.
5. Антощенко Н.И., Попов А.Я. Разрушение горных пород взрывом. Алчевск. 2005.

УДК 622.271.4

## **К ОЦЕНКЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КОЛЕСНЫХ ПОГРУЗЧИКОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД**

**Курехин Е.В.**

*Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф.Горбачева*

*На основе экспериментальных исследований рассчитана производительность колесных погрузчиков при разработке вскрышных пород на угольных месторождениях Кузбасса.*

На угольных месторождениях Кузбасса открытый способ характеризуется широким внедрением новой высокопроизводительной техники, эффективное применение которой выдвигает проблему рационального использования в новых горно-геологических условиях.

В настоящее время на разрезах бассейна рабочий парк состоит из механических лопат, гидравлических экскаваторов, колесных погрузчиков зарубежного производства.

Модельный ряд представлен выемочным оборудованием известных производителей: Harnishfeger, Caterpillar, Liebherr, Volvo и Terex, Dressta и др. Вместимость ковша выемочно-погрузочного оборудования изменяется в широком диапазоне от 1,5 до 57 м<sup>3</sup>.

В последние годы на разрезах Кузбасса появились экскаваторы-мехлопаты с ковшом вместимостью более 30 и 57 м<sup>3</sup>, автосамосвалы (HD, БелАЗ) грузоподъемностью 130-320 т.

На разрезах «Бачатский» и «Кедровский» работают экскаваторы марки P&H-2800 XPB Harnishfeger (производство США) с геометрическим объемом ковша 33 м<sup>3</sup>, а на разрезе «Галдинский» на выемке взорванных пород введен в эксплуатацию (2009 г.) карьерный экскаватор P&H-4100 XPC с ковшом 57 м<sup>3</sup>.

На выемке вскрышных пород в качестве основного оборудования применяются колесные погрузчики: Caterpillar 992 K (12,3 м<sup>3</sup>), Komatsu WA-900 (10,0 м<sup>3</sup>), Komatsu WA-600 (5,6 м<sup>3</sup>), Komatsu WA-700 (8,7 м<sup>3</sup>), Liebherr 580 (13,0 м<sup>3</sup>), HYUNDAI HL-780 (5,0 м<sup>3</sup>) и др.

Увеличение мощности погрузчиков, улучшение транспортного обеспечения позволяют в значительной мере повысить эффективность открытой угледобычи за счет увеличения вместимости ковша и грузоподъемности автосамосвалов.

Внедрение новой высокопроизводительной техники (колесных погрузчиков) выдвигает следующие задачи: определение вместимости ковша колесного погрузчика при разработке вскрышных пород безугольной и угленасыщенной зоны, времени цикла, условий погрузки и проектирование технологических схем.

Погрузчики имеют ряд достоинств по сравнению с экскаваторами: высокая маневренность, скорость перемещения позволяет осуществлять не только погрузочные, но и транспортные операции, универсальность погрузчиков – возможность их работы в забоях, на отвалах и складировании угля. Недостатками являются небольшое удельное напорное усилие (кН/т), что затрудняет использование погрузчиков при разработке скальных пород.

Разработка уступов осуществляется буровзрывным способом. На выемке и погрузке взорванной породы погрузчики (вместимостью ковша  $E_{\Pi}=5-12 \text{ м}^3$ ) эффективны в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью 55-131 т.

Особенностью погрузки взорванной породы является то, что фирмы производители выпускают модели со стандартной и удлиненной стрелой, обеспечивающие возможность погрузки, как на уровне стояния (рис. 1 а, б).

Высота уступа определяется с учетом требований по безопасному ведению горных работ [1].

При применении гидравлических экскаваторов и погрузчиков безопасная высота уступа определяется расчетами с учетом траектории движения ковша экскаватора (погрузчика).

При разработке пород с применением буровзрывных работ допускается увеличение высоты уступа до полуторной высоты черпания экскаватора при условии разделения развала по высоте на подступы или разработки специальных мероприятий по безопасному обрушению козырьков и навесей.

Погрузка взорванной породы погрузчиком в автосамосвал осуществляется на уровне стояния автосамосвала или выше, эта особенность обусловлена тем, что линейные параметры рукояти некоторых моделей погрузчиков ограничены, поэтому необходимо создавать насыпь (рис. 1, 2).

Высота разгрузки определяется по условию (1) погрузочной высоты автосамосвала:

$$h_p > (h_{\Pi A} + e), \quad (1)$$

где  $h_p$  – высота разгрузки колесного погрузчика, м;  $h_{\Pi A}$  – погрузочная высота автосамосвала, м;  $e$  – безопасный зазор между ковшом колесного погрузчика и кузовом автосамосвала ( $e=0,5-1,0$  м).

Длина площадки для заезда погрузчика на разгрузку (2), м.:

$$l = l_{\Pi} + l_3, \quad (2)$$

где  $l_{\Pi}$  – длина площадки, м;  $l_3$  – длина заезда на площадку ( $0,5 \cdot l_{\Pi}$ ), м.

Ширина основания площадки (3), м.:

$$b = b_{\Pi} + 2 \cdot (c_2 + b_0), \quad (3)$$

где  $b_{\Pi}$  – ширина колесного погрузчика, м;  $c_2$  – зазор между колесным погрузчиком и откосом площадки ( $c_2=1,0-1,5$  м), м,  $b_0$  – ширина откоса площадки ( $b_0=0,5$  м), м.

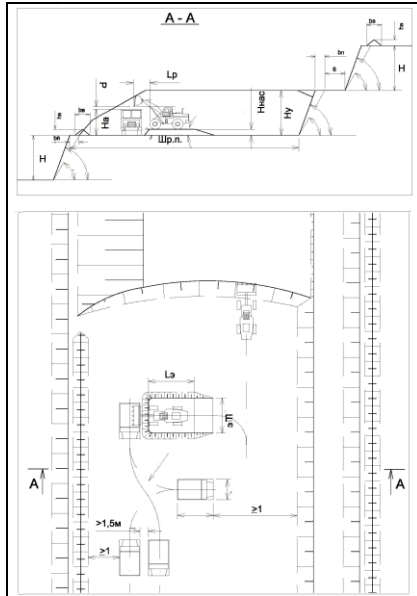


Рис. 1. Технология разработки уступа колесным погрузчиком за один проход с погрузкой в автосамосвал с площадки

На рис. 3 приняты обозначения:  $e$  – безопасный зазор между ковшем колесного погрузчика и кузовом автосамосвала;  $h_a$  – погрузочная высота автосамосвала;  $c$  – высота площадки (насыпи);  $l_{\Pi}$  – длина площадки;  $l_3$  – длина заезда на площадку.

Техническая производительность погрузчика ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ) – максимально возможная производительность при непрерывной работе в породах с конкретными физико-механическими свойствами.

В общем виде техническая производительность колесного погрузчика (4) определяется [2, 3]:

$$Q_{\text{п.т}} = \frac{3600 \cdot E_{\Pi} \cdot k_{\text{н}}}{t_{\text{ц}} \cdot k_{\text{р}}}, \quad (4)$$

где  $E_{\Pi}$  – вместимость ковша колесного погрузчика,  $\text{м}^3$ ;  $t_{\text{ц}}$  – продолжительность цикла погрузчика при разработке вскрышных

пород,  $c$ ;  $k_H$  – коэффициент наполнения ковша ( $k_H=0,8-1,2$ );  
 $k_P$  – коэффициент разрыхления в свободной насыпке ( $k_P=1,27-1,4$ ).

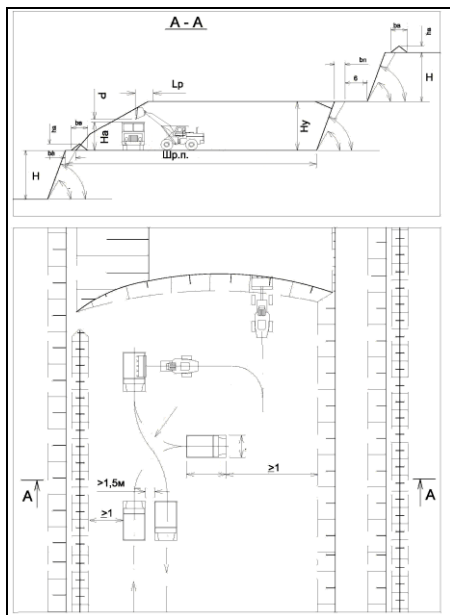


Рис. 2. Технология разработки уступа колесным погрузчиком за один проход с погрузкой в автосамосвал на уровне стояния

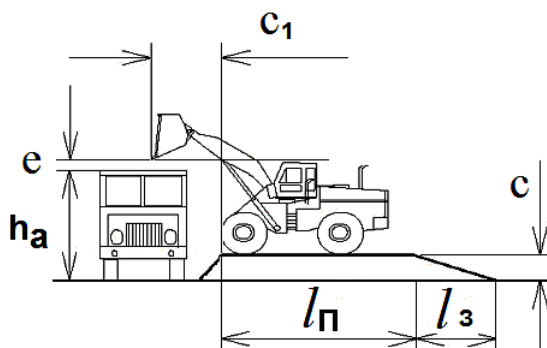


Рис. 3. Схема разгрузки колесного погрузчика с насыпи



Рабочий цикл состоит из трех операций: время черпания ( $t_{\text{ч}}$ ), время отъезда погрузчика от забоя к месту разгрузки (автосамосвалу) и обратно ( $t_{\text{дв}}$ ), время разгрузки ( $t_{\text{р}}$ ).

Продолжительность цикла колесного погрузчика при разработке вскрышных пород (5), с:

$$t_{\text{ц}} = t_{\text{ч}} + 3,6 \cdot \left[ \frac{L_1 + L_R}{v_{\text{ГР}}(v_{\text{ПОР}})} \right] + t_{\text{р}}, \quad (5)$$

где  $t_{\text{ч}}$ ,  $t_{\text{р}}$  – время на операции в забое соответственно черпания и разгрузка, с;  $L_1$  – расстояние движения погрузчика в груженом и порожнем направлении от забоя к месту разгрузки, м;  $L_R$  – расстояние движение погрузчика по траектории радиусом  $R$  ( $L_R = \pi \cdot R \cdot n^\circ / 180$ ), м;  $n^\circ$  – угол при повороте погрузчика на разгрузку, градус;  $v_{\text{ГР}}$ ,  $v_{\text{ПОР}}$  – соответственно скорости движения погрузчика в груженом и порожнем направлении, км/ч.

Результаты хронометражных наблюдений операций цикла колесного погрузчика Caterpillar 992 G (с ковшем вместимостью  $12,0 \text{ м}^3$ ) представлены на рис. 4.

На основе хронометражных наблюдений временных операций цикла колесного погрузчика установлена зависимость времени черпания.

Время черпания взорванной породы колесным погрузчиком (6), с:

$$t_{\text{ч}} = 5 \cdot d_{\text{СР}} + 0,02 \cdot E_{\text{П}}^{1,72} + 6,5, \quad (6)$$

где  $d_{\text{СР}}$  – средний размер куска взорванной породы [4], м;  $E_{\text{П}}$  – вместимость ковша колесного погрузчика,  $\text{м}^3$ .

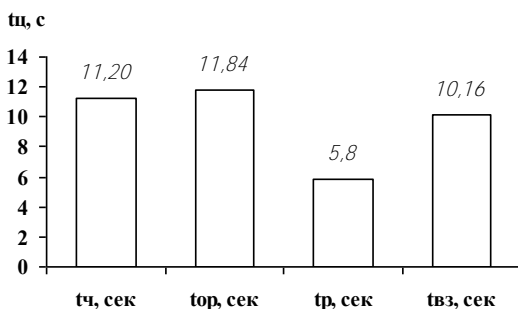


Рис. 4. Время цикла колесного погрузчика Caterpillar 992 G

На рис. 4. приняты обозначения:  $t_{\text{ч}}$  - время черпания взорванной породы;  $t_{\text{ор}}$  - время отъезда к месту разгрузки;  $t_{\text{р}}$  - время разгрузки;  $t_{\text{вз}}$  - время возврата в забой. Зависимость времени цикла колесного погрузчика Caterpillar при разработке вскрышных пород в зависимости от условий погрузки представлена в табл. 1.

Таблица 1 Время цикла при разработке вскрышных пород колесным погрузчиком Caterpillar, с

Условия погрузки	Вместимость ковша погрузчика, м <sup>3</sup>			
	5	10	15	19
На уровне стояния	38,4	42,7	45,7	48,1
С площадки	61,8	66,1	69,1	71,5

Таблица 2. Производительность колесных погрузчиков Caterpillar при разработке вскрышных пород, м<sup>3</sup>/ч

Условия погрузки	Вместимость ковша погрузчика, м <sup>3</sup>			
	5	10	15	19
На уровне стояния	397,7	715,1	976,4	1176,5
С площадки	246,9	461,6	650,9	797,3

Расчетная производительность колесных погрузчиков Caterpillar при разработке взорванных пород II категории по блочности представлена в таблице (см. табл. 2).

На основе результатов исследований установлено, что для разработки вскрышных пород колесным погрузчиком Caterpillar 992 ( $E_{\text{п}}=12 \text{ м}^3$ ) с разгрузкой в автосамосвал:

- БелАЗ-75491 (80 т), из условия (1)  $5,2 < 6,0 \text{ м}$ , требуется площадка (насыпь) высотой 0,8 м, длиной 17,2 м и шириной 8,5 м для разгрузки породы в автосамосвал;

- Caterpillar 777 D (90,9 т) из условия (1)  $5,2 > 4,8 \text{ м}$ , погрузка осуществляется на уровне стояния.

При разработке вскрышных пород замена экскаваторов-мехлопат ЭКГ-5А на колесный погрузчик Caterpillar 992 технически целесообразна с увеличенной вместимостью ковша 10,0-12,0 м<sup>3</sup>.

#### Литература

1. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). Серия 05. Выпуск 3/ Колл. авт.- М.: Федеральное государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2004. - 144 с.
2. Трубецкой К.Н. Проектирование карьеров./ К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хронин. Учеб. Для вузов: В 2 т.- 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Издательство Академии горных наук, 2001. - Т.II. - 535 с.: ил.

3. Справочник. Открытые горные работы./ К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Вилицкий, Н.Н. Мельников и др. - М.: Горное бюро, 1994. - 590 с.: ил.
4. Бирюков А.В. Статистические модели в процессах горного производства./ А.В. Бирюков, В.И. Кузнецов, А.С. Ташкинов. Кемерово: Кузбассвуиздат, 1996. - 228 с.

УДК 635.232.

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНОЙ ПОРОДЫ ВО ВРУБЕ**

**Масаев Ю.А., Мильбергер Н.В.**

*КузГТУ имени Т. Ф. Горбачева*

*Рассмотрены закономерности формирования врубовой полости при различных схемах расположения шпуровых зарядов ВВ по результатам производственных и лабораторных исследований на моделях с использованием сверхскоростной фото-регистрацией процессов.*

Важной частью буровзрывного комплекса является обеспечение качества взрыва комплекта шпуровых зарядов ВВ. При этом особое внимание следует уделять правильному выбору схем врубовых шпуров, которые должны заранее планировать и формировать качество взрыва.

Эффективность взрывных работ зависит от глубины, объема и степени «очистки» врубовой полости, а также степени нарушенности заврубового массива после взрыва. Исследования показали, что общая нарушенность заврубового породного массива проявляется в образовании двух зон: зоны трещиноватости, непосредственно прилегающей к врубовой полости, и зоны волновой микронарушенности, распространяющейся в глубь массива на значительно большее расстояние за зоной трещиноватости. В свою очередь, развитие указанных зон нарушенности зависит от напряженного состояния породного массива впереди горной выработки. Породы, прилегающие к забою выработки, после взрыва становятся частично разгруженными от горного давления. При этом впереди забоя создаются условия для более эффективного использования энергии взрыва на разрушение породного массива в объеме врубовой полости, если врубовые шпуровые расположены в этой зоне.

Нами был проведен анализ по литературным источникам около 70 схем врубовых шпуров, применяемых в отечественной и зарубежной практике производства взрывных работ при сооружении горных выработок. Кроме того, были проведены производственные исследования технологии сооружения и, в частности, применяемых паспортов БВР и схем врубовых шпуров в 40 выработках шахт Кузбасса.

Исследования показали, что все схемы врубов представлены клиновыми и призматическими врубами и их различными модификациями. От-

рицательным фактором является то, что выбор той или иной схемы вруба производится чисто интуитивно, чаще всего из-за удобства бурения врубовых шпуров без учета иных факторов, влияющих на формирование врубовой полости, что и приводит к получению КИШ в пределах 0,80-0,85.

Исследования проводились в горных породах различной крепости при различной глубине шпуров и весе зарядов ВВ с призматическими и клиновыми врубами. Критерием оценки служила продолжительность разрушения породы в системе вруба. За продолжительность разрушения принято суммарное время откола системой трещин разрушаемой части массива и смещения ее на величину, обеспечивающую падение давления газообразных ПВ до момента сопротивления породы отрыву.

При этом установлено, что продолжительность отдельных фаз разрушения (продолжительность откола породы трещинами, отход породы, формирование откольной воронки на обнаженной поверхности) в породах в зависимости от их прочности и состояния трещиноватости неодинакова.

Результаты исследований показали, что при одинаковом заполнении шпуров взрывчатým веществом продолжительность разрушения породы в призматических врубах возрастает по сравнению с клиновыми врубами. Причем, в породах слабых и средней крепости интенсивность возрастания проявляется больше, чем в крепких породах.

Применение более бризантных ВВ II класса (детонит М) по сравнению с менее бризантными ВВ III класса приводит к снижению продолжительности процесса разрушения породы в системе вруба. В крепких породах ( $f = 8-12$ ) снижение достигает 10-20 %, в породах с  $f = 6-8$  снижение составляет 8-15 %, а в породах с  $f = 4 - 6$  снижение продолжительности разрушения можно считать несущественным, не превышающим 5 %.

Снижение продолжительности разрушения крепких пород с переходом на более бризантные ВВ объясняется тем, что возбуждаемые при этом волны напряжения обладают более высокой интенсивностью и за счет этого при их прохождении создается более объемная предварительная микронарушенность породного массива, что значительно снижает сопротивляемость породы разрушающему действию расширяющихся газообразных ПВ.

Одним из факторов, влияющих на качество разрушения породного массива является объем образованной врубовой полости. Традиционные клиновые врубы из 6 шпуров и призматические врубы из 4 шпуров не всегда создают необходимый объем врубовой полости. В наших исследованиях, кроме указанных врубов были применены следующие варианты: клиновой вруб с короткими вспомогательными шпурами; клиновой с длинными центральными вспомогательными шпурами; клиновой с опережающими шпурами; двойной клиновой; призматический с опережающими шпурами; двойной призматический вруб.

При сравнении эффективности перечисленных схем врубовых шпуров глубина основных шпуров составляли 2,5-2,7 м, а глубина центральных вспомогательных шпуров принимались равной глубине непропорциональных главных нормальных напряжений впереди забоя выработки (0,6-1,5 м). Исследования показали, что с увеличением крепости породы снижается объем обуриваемого вруба, но значительно возрастает удельный расход ВВ на единицу объема обуренной во врубе породы. В породах с  $f=4-6$  при объемах обуриваемых врубов от 2,15 до 2,9 м<sup>3</sup> и насыщенности ВВ до 3,6 кг/м<sup>3</sup> достигаемый коэффициент использования шпуров (КИШ) находился в пределах от 0,85 до 0,94, а в породах с  $f=6-8$  при обуриваемом объеме вруба от 1,42 до 2,65 м<sup>3</sup> величина КИШ изменяется в пределах от 0,83 до 0,92 при удельном заряде во врубе до 4,45 кг/м<sup>3</sup>. В более крепких породах с  $f=8-12$  при удельном заряде во врубе до 6,5 кг/м<sup>3</sup> и при обуренном объеме вруба от 1,1 до 2,25 м<sup>3</sup> величина КИШ находилась в пределах от 0,8 до 0,91.

В свою очередь меньший объем вруба, но большой удельный заряд ВВ требует большего количества бурения шпуров во врубе. Так, если в породах с  $f=4-6$  удельный расход бурения в объеме вруба составил 7,6 м/м<sup>3</sup> обуренной породы, то в породах с  $f=6-8$  эта величина возрастает до 9,3 м/м<sup>3</sup>, а в породах с  $f=8-12$  – до 12,6 м/м<sup>3</sup>, что достигается применением в крепких породах сложных врубов с системой длинных или коротких вспомогательных шпуров.

На рис. 1 и 2 приведены зависимости расхода шпурометров и удельного расхода ВВ от объемов призматического и клинового вруба, которые показывают, что для всех схем врубов и условий взрывания существует оптимальный объем вруба. Так, при клиновых врубах в породах с  $f=4-6$  оптимальным является объем порядка 2,7 м<sup>3</sup> при удельном объеме, отнесенном к 1 м шпура 1,05 м<sup>3</sup>, обеспечивающим при величине КИШ = 0,94 удельный расход ВВ по всему забою 1,35 кг/м<sup>3</sup> и расход бурения 2,9 м/м<sup>3</sup>. В породах с  $f=4-6$  и  $f=8-12$ , соответственно, оптимальным является объем вруба 2,4 м<sup>3</sup> и 2,0 м<sup>3</sup> при удельном объеме вруба на 1 м длины шпуров 0,92 и 0,75 м<sup>3</sup>, которые обеспечивают при величине КИШ = 0,92 и 0,91 удельный расход ВВ по всему забою 1,41 кг/м<sup>3</sup> и 1,97 кг/м<sup>3</sup>, а расход бурения 3,30 и 4,17 м/м<sup>3</sup>, оптимальный объем призматических врубов в породах с  $f=4-6$  составил около 0,68 м<sup>3</sup> при удельном объеме на 1 м длины шпура 0,34 м<sup>3</sup>, а удельный расход ВВ при величине КИШ = 0,96 составил по всему забою 1,1 кг/м<sup>3</sup> и расход бурения 2,8 м/м<sup>3</sup>. При взрываниях пород с  $f=6-8$  и  $f=8-12$  оптимальные объемы врубов, соответственно, 0,45 м<sup>3</sup> и 0,35 м<sup>3</sup> при удельном объеме вруба на 1 м длины шпура 0,20 м<sup>3</sup> и 0,14 м<sup>3</sup>. В этих условиях удельный объем бурения при КИШ = 0,94 и 0,92 составил 3,05 и 3,2 м, а удельный расход ВВ, соответственно, 1,23 кг/м<sup>3</sup> и 1,33 кг/м<sup>3</sup>.

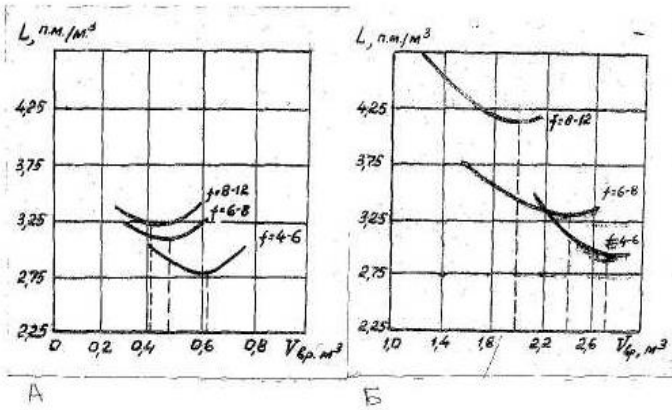


Рис. 1. Зависимость расхода шпурометров на 1 м<sup>3</sup> породы по забою от объема: А – призматического вруба; Б – клинового вруба.

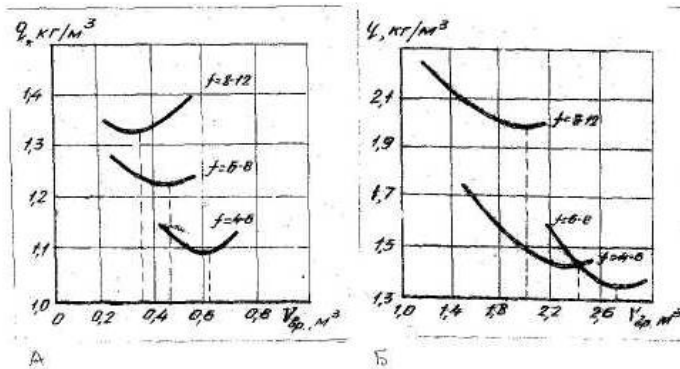


Рис. 2. Зависимость удельного расхода ВВ по забою от объема: А – призматического вруба; Б – клинового вруба

При формировании врубовой полости важное значение имеет длительность разрушения и смещения разрушенной массы породы.

Общее время разрушения породы взрывом условно подразделяется на три фазы и выражается, как

$$t_p = t_1 + t_2 + t_3, \quad (1)$$

где  $t_1$  – время образования трещин в разрушаемом объеме;  
 $t_2$  – время раскрытия трещин до начала выброса породы;  $t_3$  – продолжительность разлета разрушенного объема породы.

Наибольший интерес в данном случае представляют процессы, происходящие во времена  $t_1$  и  $t_2$ . За время  $t_1$  порода должна быть пронизана системой микротрещин и отрезана от массива этой системой. В этот период увеличения объема нарушенной породы не происходит.

За время  $t_2$  в породе происходит дальнейшее развитие и раскрытие трещин до величины, пока давление расширяющихся ПВ придет в соответствие с величиной временного сопротивления породы разрушению.

Время формирования сквозной трещины между зарядами определяется из выражения:

$$t_1 = \frac{A\varphi}{2E \delta \dot{\alpha} \zeta}, \quad (2)$$

где  $E \delta \dot{\alpha} \zeta$  – скорость развития трещиноватости по линии зарядов;  $\varphi$  – коэффициент углового схождения трещиноватости по линии зарядов ВВ ( $\varphi = 1 \div 1,3$ );  $A$  – расстояние между зарядами ВВ.

Время раскрытия трещин определяется из выражения

$$t_2 = K \sqrt{\frac{M}{m}}, \quad (3)$$

где  $M$  – масса разрушаемой породы;  $m$  – масса зарядов ВВ;  $K$  – коэффициент пропорциональности, зависящий от свойств разрушаемой породы (при  $f > 10$ ,  $K = 0,18$ ; при  $f = 6-10$ ,  $K = 0,31$ ; при  $f = 4-6$ ,  $K = 0,41$ ).

Величина смещения породы за время  $t_2$  определяется из выражения

$$Z t_2 = 0,01 + 0,185 \frac{m}{M} t_2^2. \quad (4)$$

Для различных по крепости пород эта величина составляет, как указано в таблице.

Полная продолжительность разрушения породы (до момента ее разлета) определится из выражения

Таблица - Величина смещения породы после взрыва

Коэффициент крепости породы, $f$	4-6	6-8	8-10	10-12	12-14	> 14
Величина смещения породы, $Z_2$	0,21	0,19	0,17	0,16	0,15	0,13

$$t_2 = \frac{A\varphi}{2\dot{E} \dot{\sigma}\dot{\epsilon}} + K\sqrt{\frac{M}{m}}. \quad (5)$$

Отсюда можно сделать заключение, что управлять продолжительностью процессов разрушения породы во врубе возможно изменением массы породы, заключенной в объеме вруба, величины зарядов ВВ во врубовых шпурах и расстоянием между шпуровыми зарядами.

Исследования механизма взаимодействия зарядов ВВ и формирования врубовой полости при различных схемах врубов проводились на моделях из органического стекла толщиной 10, 20 и 40 мм в прямом и поляризованном свете. Глубина шпуров составляла 70 мм, диаметр 3 мм. В качестве зарядов применялся ТЭН с насыпной плотностью 0,5-0,6 г/см<sup>3</sup>. Съемка процессов производилась сверхскоростной фоторегистрирующей установкой (СФР), позволяющей вести съемку со скоростью до 2,5 млн. кадров/с.

При исследовании призматических врубов расстояние между шпурами на моделях составляло 26 мм, длина заряда ВВ – 40 мм, а остальная часть шпуров оставалась свободной, инициирование зарядов ВВ прямое.

При этом фиксировалось начало процесса детонации зарядов ВВ, движение фронта волны напряжения и расширение газового пузыря в процессе разрушения модели. Было установлено, что через 5,2 мкс в межшпуровом пространстве происходит взаимное наложение волн напряжения от соседних зарядов ВВ, что способствует усилению их воздействия на разрушаемую среду. Увеличение объема газовых пузырей происходит более интенсивно, а через 15-16 мкс происходит соединение газовых пузырей нарушение сплошности среды в межврубовом пространстве.

Недостатком данной схемы вруба является то, что зона между устьями шпуров у плоскости обнажения не охватывается действием газового пузыря, а разрушается лишь за счет откольных явлений от действия отраженной волны напряжения, за счет этого происходит образование крупных фракций. Образованная при этом врубовая полость имеет неправильную форму, расширенную в глубине массива и зауженную к устьям шпуров, выброс разрушенной породы при этом затруднен.



Лучший эффект образования врубовой полости достигается в ступенчатом призматическом врубе, отличающемся тем, что в центре призмы пробурен короткий шпур (0,5 от основных шпуров) и заряжается он на всю длину его.

Взрывание всех врубовых шпуров производится одновременно. Наличие центрального короткого шпура обеспечивает формирование системы трещин в устьевой незаряженной части основных врубовых шпуров, в процессе детонации расширяющийся газовый пузырь через 12 мкс соединяется с газовыми пузырями основных врубовых шпуров, и их совместное развитие обеспечивает более эффективную проработку врубовой полости и выброс разрушенной породы.

При исследовании клиновых врубов на моделях глубина шпуров составляла 60 мм, угол наклона к плоскости забоя –  $70^\circ$ , заряд ВВ занимая всю длину шпура. Условия работы взрыва шпуровых зарядов в этом случае несколько отличаются от призматических врубов.

В связи с тем, что развитие зон разрушения в шпурах имеет форму конусов с вершинами в направлении дна шпуров, в межшпуровом пространстве смежные границы зон разрушения располагаются параллельно друг другу, занимая такое положение сразу же после начала детонации зарядов ВВ. Через 20 мкс после начала детонации зоны нарушенности соединяются и происходит их взаимное воздействие на разрушение всего межшпурового пространства.

Но в угольных шахтах шпуры никогда не заполняют на всю длину и в этом случае проработка устьевой части врубовой полости происходит еще хуже, чем в призматических врубах. Более качественное формирование врубовой полости происходит в комбинированных врубах с укороченными шпурами в устьевой части вруба.

На основе проведенных исследований основными направлениями разработки новых схем врубов были приняты следующие:

1. Наилучшие результаты взрыва способны обеспечить комбинированные врубы.

2. Проектирование комбинированных врубов должно быть основано на взаимодействии волн напряжения с вновь образованной поверхностью обнажения.

3. Конструкция вруба должна обеспечивать создание зоны предразрушения (микронарушенности) после взрыва первой серии зарядов ВВ для облегчения работы последующих серий.

УДК 622.012.2

## **К ВОПРОСУ О ПОСТРОЕНИИ КОМПЛЕКСНОЙ СИСТЕМЫ МОНИТОРИНГА ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ЛАВАХ РУДНИКОВ СТАРОБИНСКОГО КАЛИЙНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

**Мисников В.А.<sup>1,2</sup>, Шаманин А.В.<sup>1</sup>, Петровский Б.И.<sup>1,2</sup>, Тараканов В.А.<sup>3</sup>,  
Гарнишевский А.А.<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> ЧУП «Институт горного дела», г.Солигорск,

<sup>2</sup> Филиал БНТУ, г.Солигорск, <sup>3</sup> ОАО «Беларуськалий», г.Солигорск, Беларусь

*Рассмотрены возможности применения некоторых методов контроля состояния горного массива при отработке его лавами в условиях Солигорских калийных рудников. Сделан вывод о необходимости использования для разработки достоверных методов прогноза динамических обрушений кровли в лавах комплексного мониторинга, включающего как контроль за пригрузками крепи, так и геодинамическое районирование шахтных полей, позволяющее на стадии проектирования, планирования ведения горных работ выделить особо опасные участки и предусмотреть мероприятия, повышающие безопасность их отработки.*

При производстве подземных горных работ в длинных очистных забоях рудников Старобинского калийного месторождения нередко возникают динамические проявления горного давления в виде внезапных обрушений кровли с посадкой забойной крепи «нажестко» [1]. Единого мнения о природе этих явлений пока не выработано. Существующие гипотезы формирования горного давления оказались не способными объяснить причины и построить математическую или физическую модель, адекватно описывающую происходящие в кровле лав процессы. Это объяснялось особенностями поведения соляных пород под нагрузкой, а также мелкослоистым их строением и неравномерностью прочностных свойств пород кровли по высоте. В то же время, благодаря использованию гипотез балок, плит были найдены способы, позволяющие уменьшить интенсивность динамических проявлений горного давления [2].

В результате шахтных исследований [3] были найдены эмпирические зависимости между определенными факторами и возникновением динамических проявлений горного давления. Так установлено, что одним из основных факторов является скорость подвигания лавы. Другими факторами являются отход от монтажного штрека и подход к демонтажному штреку, переход выработок, пересекающих выемочный столб, величина изрезанности краевой части выемочного столба выработками. Для нижних слоевых лав влияющим фактором также явилось наличие в выемочном столбе участков с длительными остановками верхних лав.

Хотя выявление этих факторов не объяснило до конца истинную причину возникновения динамических ударов, но позволило повысить безопасность ведения работ вследствие усиления внимания к ним произ-

водственников. Вместе с тем, опытным путем пришли к необходимости осуществления автоматизированного контроля за пригрузкой гидрокрепи в очистных забоях. С 2000 года по настоящее время более 45 лав на рудниках месторождения отработало с установленными на гидростойки крепи системами контроля давления КоДаК [4]. Однако достоверность прогноза динамических проявлений горного давления, осуществляемого этими системами, была низка, что объяснялось малым количеством датчиков давления (до 10 штук), наведенными помехами при передаче аналогового сигнала от датчиков к контроллеру.

Для повышения достоверности прогноза в 2008 г. совместно с фирмой EMAG (Польша) была разработана и испытана на лаве 9а-1 рудника 4 РУ ОАО «Беларуськалий» система мониторинга пригрузок секций крепи MOPS, состоящая из 26 цифровых датчиков давления, подключаемых к промышленному компьютеру через общую магистраль [5]. За время испытаний была получена информация об изменении несущей способности стоек секций забойной крепи для 250 очистных циклов. Полученные данные показали, что в 20 % из всех гидростоек, выбранных для установки датчиков, давление срабатывания предохранительных клапанов было ниже номинального на 17-38 %. По результатам испытаний сделан вывод о том, что при разработке алгоритма прогноза опасных обрушений кровли необходимо обязательно учитывать фактическое состояние забойной гидрокрепи и настройку каждого из предохранительных клапанов.

Известно, что состояние забойной гидрокрепи является одним из важных факторов, влияющих на характер и интенсивность динамических проявлений горного давления. Однако систематических исследований изменения работоспособности гидрокрепи для всего лавокомплекта в процессе его эксплуатации в условиях динамических пригрузок кровли не проводилось, и количественно оценить роль этого фактора до недавнего времени не представлялось возможным. Однако в настоящее время это уже можно осуществить. Данный фактор может быть подконтрольным при установке датчиков давления на каждую гидростойку крепи, при этом непрерывный мониторинг всех гидростоек должен осуществляться с момента отхода лавы от монтажного штрека. В 2012 году такая система мониторинга гидростоек крепи была апробирована фирмой FAMUR (Польша) на лаве 12н-1 рудника 3 РУ. Беспроводными цифровыми датчиками давления системы мониторинга FAMAC RSPC [6] была оснащена каждая из гидростоек расположенных последовательно 30 секций забойной крепи. Данные, полученные с 60 датчиков давления в стойках крепи позволили увидеть причины низкой достоверности сигнализации об опасных обрушениях кровли в системе КоДаК. Установлено, что даже в одной секции выход на номинальное давление у соседних стоек может

значительно отличаться. Недостовверная настройка или неисправность клапанов на стойках с установленными датчиками или на соседних стойках приводит к ложному срабатыванию сигнализации об опасном обрушении кровли.

Очевидно, осуществление мониторинга каждой гидростойки позволит получить новые знания о характере взаимодействия крепи с кровлей. Однако этот подход на наш взгляд не может дать гарантию того, что будут учтены все основные факторы и достоверность прогноза существенно повысится. Есть большая вероятность того, что для осуществления прогноза потребуется учитывать еще больше факторов, что может существенно усложнить алгоритм прогноза.

Анализ работ, посвященных вопросу прогнозирования динамических проявлений горного давления показал, что в последнее десятилетие активно развивается геодинамическое направление [7, 8], затрагивающее смежные с геомеханикой недр вопросы строения нашей планеты [9]. Согласно этому подходу массивы горных пород представлены блочно-иерархическими структурами, которые в процессе колебаний создают медленные волны маятникового типа, вызывающие катастрофические явления (землетрясения, горные удары). С наличием таких колебаний и влиянием их на поземные и наземные сооружения сегодня соглашается большинство исследователей-геомехаников, о чем свидетельствуют монографии [7 - 9], ежегодные международные конференции по этой тематике, проводимые с 2009 г. под эгидой СО РАН.

В соответствии с этим подходом на каждом месторождении имеются геодинамически активные структуры, которые несут риски возникновения горных и горно-тектонических ударов, внезапных выбросов, внезапных обрушений кровли, и других опасных событий и явлений геодинамической природы [7, 10]. Зоны сопряжения геодинамически активных структур представляют собой наиболее опасные участки недр, характеризующиеся самыми высокими рисками развития опасных геодинамических процессов и явлений, проявления горных и горно-тектонических ударов на подземных горных работах, развития крупных оползней и обрушений в бортах карьеров.

В России в результате проведенного к настоящему времени крупномасштабного геодинамического районирования территорий основных горнодобывающих бассейнов, угольных месторождений и рудных полей в основном уже установлены геодинамически активные структуры высших рангов. В «Руководстве по геодинамическому районированию шахтных полей», разработанном ВНИМИ [10], акцентируется внимание на районировании шахтных полей для выделения активных структур более низких рангов с учетом особенностей строения недр. Во многом меняют приори-

теты в вопросах обеспечения безопасности подземных горных работ и новые нормативные документы, ориентируя их на использование интеллектуальных систем получения и управления информацией на основе использования современных технических средств телекоммуникации. Они предполагают разработку единого комплекса контролируемых параметров горной среды, критериев и регламента управления этим состоянием технологией горных работ.

О необходимости применения комплексного подхода при создании систем контроля состояния массива указано в рекомендациях, разработанных ведущими научно-исследовательскими институтами России и Украины [11, 12].

В соответствии с данными рекомендациями нами была предпринята попытка оценить возможность и необходимость применения комплексного подхода к прогнозированию динамических проявлений горного давления для Старобинского месторождения.

Следует отметить, что аналогичные попытки осуществлялись и раньше. Отмечалось, что одним из факторов, влияющих на изменения характера обрушения кровли, является высокая изменчивость горно-геологических условий. С ней производственники сталкивались при обработке определенных участков шахтного поля. Данную изменчивость сотрудники ЧУП «Институт горного дела» предложили определять с помощью кернового бурения в кровлю на 20 м с последующим проведением прочностных испытаний извлеченного материала [2]. По результатам этих описаний определяется тип обрушаемости кровли, что используется при выборе мероприятий по снижению интенсивности динамических проявлений горного давления в лавах Второго и Третьего калийных горизонтов рудников месторождения. Всего в 2008-2012 г. было пробурено более 200 скважин эксплуатационной разведки диаметром 70 мм и длиной 12 – 20 м, изготовлено и использовано для бурения более 250 буровых коронок. Полученные в результате испытаний и анализа кернового материала данные позволили более обоснованно выбирать технологию отработки оставшихся запасов, разрабатывать мероприятия по снижению динамики.

В процессе накопления опыта по бурению скважин эксплуатационной разведки периодически возникали вопросы о различиях в степени целостности кернового материала из разных скважин. Эти различия зависели не от времени проведения выработок, влияния горных работ, а также определялись и другими, не учитываемыми в традиционном геомеханическом подходе факторами. Очевидно, что оценка напряженно-деформированного состояния соляных пород по выходу керна может представлять большой научный и практический интерес. Практика бурения разведочных скважин в геодинамически активных зонах показывает

[13], что выход kernового материала из них весьма несущественен. Однако для использования данного метода оценки состояния массива необходимо исключить технологический фактор, что сделать не просто. В процессе резания осуществляется износ буровых коронок, а как показала практика, каждая из промышленно изготавливаемых коронок имеет свои уникальные характеристики, которые после очередной заточки меняются.

Наряду с методом kernового бурения нами осуществлялся поиск других методов. Некоторые из методов оценки состояния массива были апробированы на месторождении при непосредственном участии или с помощью специализированных, научных организаций: ИИТ «ЕМАГ» (Польша), ОАО «ВНИМИ» и НПО «Геофизпрогноз» (Санкт-Петербург, Россия), ЗАО "Электронные технологии и метрологические системы" (Москва), ОАО «Белгорхимпром», (Солигорск, Беларусь).

В качестве основного был принят метод контроля пригрузок секций крепи с помощью цифровых датчиков и современной шахтной аппаратуры регистрации и анализа данных. С этой задачей могут справиться как проводные системы мониторинга типа MOPS [5], так и новые беспроводные системы типа FAMAC RSPC [6].

В качестве дополнительных были апробированы методы сейсмотомографии выемочного столба, спектральной сейсмоакустики, естественной электромагнитной эмиссии (ЕЭМИ), оценки сейсмической активности.

Методы сейсмотомографии выемочного столба, апробированные с помощью польских и белорусских геофизиков, показали себя как перспективные, позволяющие выявить участки поля с аномальными сейсмическими свойствами с использованием нескольких параметров (скорость, амплитуда, энергия волн, модуль упругости, коэффициент Пуассона и др.), более десятка методов интерпретации, фильтрации данных.

Метод естественной электромагнитной эмиссии (ЕЭМИ) при исследовании в лавах и подготовительных выработках показал себя малоинформативным и нуждающимся в совершенствовании как самой аппаратуры, так и методики измерений.

Метод оценки сейсмической активности продолжает проходить испытания. В процессе испытаний в августе-сентябре 2013г. с помощью сейсмостанции ZET048-C было зарегистрировано три крупных обрушения кровли в лаве 38н рудника 2 РУ. Сейсмосигнал, полученный при этих событиях, имеет знакопеременную форму и длительность, достигающую 100 секунд. Определение периодичности возникновения, местоположения и энергии этих сейсмособытий, на наш взгляд, позволит располагать информацией, существенно дополняющей данные мониторинга пригрузок крепи, происходящих в одно время.

Наиболее перспективным из дополнительных методов, на наш взгляд, является метод спектральной сейсмоакустики [13]. Установлено, что этот метод довольно информативен и с малыми затратами может позволить выявлять признаки и границы сдвиговых тектонических нарушений, обусловленные сменой литотипа. Закартированы признаки геодинамически активных зон, при пересечении которых в подземных условиях могут наблюдаться внезапные вывалообразования в кровле. В случае положительных результатов при подтверждении документально зафиксированных пригрузок на крепь выработок в местах неблагоприятного прогноза данный метод после доработки методики исследований вполне может быть применен для определения геодинамически активных зон на стадии перспективного прогноза.

Перспективными могут быть и методы газометрии, сейсмоакустики, испытания которых запланированы в будущем. По газометрии имеются предложения ИИТ «ЕМАГ» о включении датчиков измерения метана, водорода в общую систему мониторинга пригрузок крепи. Наиболее современной системой для сейсмоакустического метода прогноза сегодня является FAMAC GEO [6], которую предполагается опробовать в интеграции с системой FAMAC RSPC.

Предложенный подход к формированию комплексной системы мониторинга горного давления в лавах калийных рудников Старобинского месторождения позволит, на наш взгляд, получить необходимую информацию для дальнейшего совершенствования методов прогноза динамических осадок кровли.

#### Литература

1. Анализ случаев динамических проявлений основной кровли на призабойное пространство лав при слоевой выемке Третьего калийного пласта / В.А.Губанов, Б.А.Волков, Б.И.Петровский и др.// Горная механика. -Солигорск: Изд. СИПР с ОП. – 1999. – № 2. – с. 12-16.
2. Инструкция по применению систем разработки на Старобинском месторождении. – Солигорск-Минск, 2010 г. – 152 с.
- 3 Взаимодействие механизированных крепей с кровлей при разработке Старобинского месторождения калийных солей / Б.И. Петровский, В.А. Губанов. - М.: Изд-во МГТУ. - 2003.- 149 с.
4. Гавриков, А.А. Новая автоматизированная система контроля горного давления в очистных забоях и перспективы развития технологии управления кровлей лав /А.А.Гавриков, Ю.П. Волчок, А.Н.Курчевский и др. // Горное оборудование из электромеханика.– № 6. – 2008. – с.7-14.
5. Результаты опытных испытаний системы мониторинга пригрузок секций крепи МОПС / В.Я.Щерба, В.А.Мисников, Б.И.Петровский и др. // Горная механика. – 2009. – № 1. – С.14-26.
6. FAMUR, системы диагностики [Электронный ресурс] <http://famur.com.pl/ru/predlozenie/e-sahta/sistemy-diagnostiki.html>

7. Методы и системы сейсмодеформированного мониторинга техногенных землетрясений и горных ударов: Том 1 / В. Н. Опарин и др. — Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2009. — 304 с.
8. Гуфельд И.Л. Сейсмический процесс. Физико-химические аспекты. Научное издание. Королёв, М.О.: ЦНИИМаш, 2007. - 160 с.
9. Ларин В.Н. Наша Земля (происхождение, состав, строение и развитие изначально гидридной Земли). – М.: Агар, 2005. – 243 с.
10. Руководство по геодинамическому районированию шахтных полей. Санкт-Петербург, ВНИМИ, 2012. – 114 с.
11. Методические указания по созданию систем контроля состояния горного массива и прогноза горных ударов как элементов многофункциональной системы безопасности угольных шахт. СПб.: ВНИМИ, 2012. - 82с.
12. Методическое пособие по комплексной геофизической диагностике породного массива и подземных геотехнических систем - Днепрпетровск, ИГТМ НАН им. Н.С. Полякова НАН Украины, 2004. - 75 с.
13. ООО «НТФ «Геофизпрогноз» [Электронный ресурс] <http://www.newgeophys.spb.ru/>

УДК 622.012.2.

## **КОНТРОЛЬ НЕСУЩЕЙ СПОСОБНОСТИ ЗАБОЙНОЙ КРЕПИ С ПОМОЩЬЮ БЕСПРОВОДНОЙ СИСТЕМЫ МОНИТОРИНГА ДАВЛЕНИЯ FAMAC RSPC**

**Кродкевски Й., Вальчински А., Псюк М.**  
*ФАМУР, Катовице, Польша*

*В статье обсуждена проблема комплексного контроля пригрузки механизированной крепи. Представлены избранные результаты опытных испытаний беспроводной системы мониторинга давления типа FAMAC RSPCб, проведенных АО FAMUR. Испытания проводились с июля по декабрь 2012 г. в лаве № 12н-1 Рудника 3 РУ. Сделан вывод, что для достоверного контроля горного давления и вероятного предупреждения об опасных обрушениях кровли необходимым является мониторинг давления во всех гидростойках лавового комплекса.*

Одним из основных условий безопасной работы коллектива и безаварийной работы комплекса лавы является правильная защита кровли выработки, с помощью секций механизированной крепи. Соблюдение этого условия зависит от правильного подбора крепи, технического состояния системы сопротивления, а прежде всего от правильного предварительного сопротивления забойной крепи [1, 2].

В горной промышленности развивающихся стран, таких как, напр. Польша или страны бывшего СССР большинство механизированных комплексов оборудовано традиционными системами управления, в которых предварительное сопротивление секций сильно зависит от правильного обслуживания. В таких комплексах единственным источником информации о сопротивлении секций являются установленные в стойках маномет-



ры, которые в связи с местом расположения не могут быть видимыми для оператора крепи. Появляющиеся в связи с этим большие разницы предварительного распора стоек ведут к дезинтеграции кровли, что может вызвать сильную опасность для персонала забоя и нарушить работу лавного комплекса [2, 3]. Слишком низкое предварительное сопротивление, является причиной чрезмерной конвергенции выработки, а в последствии дезинтеграции кровли [1 - 3]. С другой стороны, в условиях хрупких пород, распирающие секции с полным доступным давлением ведёт часто к образованию трещин непосредственной кровли. Кроме того доказано, что распирающие крепи давлением, превышающим необходимое, ведёт к повышению скорости роста давления в стойках во время динамического воздействия горного массива [4].

Регистрация и анализ временных рядов давления в поршневых полостях гидростоек позволяет оценить способ управления кровлей и обеспечивает текущий контроль технического состояния элементов системы сопротивления. Своевременное обнаруженные неплотности стоек позволяет запланировать ремонтные работы и оптимизировать их сервисное обслуживание. Постоянный мониторинг давления - это также опережающая информация о нарастающей геологической угрозе, которая связана с ростом нагрузки пород горного массива на верхняки секции. Кроме того, анализ собранных во время эксплуатации комплекса данных позволяет оптимально подобрать секции крепи, в частности параметры их системы сопротивления, к условиям конкретной лавовой выработки. В связи с вышеуказанным, польские шахты все чаще заинтересованы оборудованием механизированных комплексов системами мониторинга давления секции [5].

Одной из самых серьезных опасностей, проявляющихся во время эксплуатации залежей калиевой соли в рудниках Объединения Беларуськалий в Солигорске является динамическое воздействие горного давления в виде внезапных обрушений кровли, вызывающее серьезную угрозу для безопасности персонала и непрерывности производственного процесса. С 2000 года в соляных шахтах Белоруссии широко применяется проводная система мониторинга давления КоДаК (KoDaK), предупреждающая персонал выработки о повышенной вероятности динамического воздействия горного давления [6]. Однако из-за того, что система КоДаК контролирует только 10 стоек в лаве, достоверность прогноза слишком низка. Были также попытки применения других проводных систем мониторинга давления таких, как напр. система MoPS, позволяющая проводить измерения в 26 гидростойках [5, 7].

В ответ на проблему мониторинга давления в стойках механизированных крепей Группа ФАМУР запроектировала и ввела на рынок полностью беспроводную систему мониторинга давления крепей FAMAC RSPC

[8], которая характеризуется высокой надежностью, интуитивным обслуживанием и рациональной стоимостью покупки и эксплуатации. Подтверждением многих преимуществ системы FAMAC RSPC является факт, что с 2009 года были установлены устройства системы мониторинга давления в более чем 3000 гидростоек. Сейчас в 10 польских шахтах работает 12 комплектов систем RSPC.

С июля по декабрь 2012 г в лаве № 12н-1 Рудника 3 РУ в Солигорске проводились испытания системы FAMAC RSPC. Во время испытаний было подтверждено, что беспроводная система мониторинга давления в гидростойках крепей Famac RSPC может применяться для контроля состояния крепи (диагностики работоспособности крепи). По трендам давления можно определить параметры работы крепи: время выхода на рабочее сопротивление, максимальное давление, работу предохранительных клапанов, выполнение паспорта крепления, исправность механической части стойки и др. При доработке алгоритма анализа системы FAMAC RSPC возможна реализация функции контроля горного давления и сигнализации в случае опасных обрушений кровли.

Архитектура системы FAMAC RSPC основана на сети типа MESH, состоящей из интеллектуальных беспроводных датчиков и оптических сигнализаторов давления. Каждая секция крепи оснащена двумя комплектами: датчик IPS и индикатор IPI.

Датчики IPS, монтируются в клапанных блоках, вместо манометров. Сигнализаторы IPI монтируются к верхнякам секции с помощью неодимовых магнитов. Измеренная датчиком величина давления в поршневой полости гидростойки передаётся по радио индикатору IPI, который сигнализирует состояние распора стойки. Дополнительно, в нескольких местах лавы монтируются датчики для ведения мониторинга параметров гидравлического питания комплекса. Обобщенные измерительные данные передаются по сети в установленный на выходе из лавы конвертер сигнала радио IPI-T. Отсюда по каналу RS485 передаётся на установленный в конвейерном штреке подземный компьютер MPC, а потом дальше на сервер на поверхности.

Дополнительно, в составе системы находится беспроводной пульт IRPC, предусмотренный для локальной диагностики и конфигурации сети MESH. Устройство обеспечивает тоже локальный контроль показаний датчиков непосредственно в лаве.

Стандартно, данные в системе FAMAC RSPC передаются каждые 10 секунд. Чтобы лучше всего пригнать систему к потребностям Клиента, ее можно приоритезировать. Экономический приоритет связан с энергоэкономным действием системы, путем уменьшения частоты аквизиции (возобновления) статических данных с одновременным дополнением ди-

намических процессов. Тем самым продлевается работоспособность аккумуляторов в датчиках IPS и индикаторах IPI. Учитывая тихообменный характер процесса прироста давления секции и трудность замены батарей в датчиках и сигнализаторах, это предпочитаемая конфигурация системы.

Информация о давлении в стойках механизированной крепи представляется непосредственно в лаве с применением оптических показателей давления, сигнализирующих зелёным цветом правильное давление стоек, красным - отсутствие необходимого предварительного сопротивления и превышение определенных для данной лавы настроек предохранительных клапанов. Жёлтый цвет сигнализирует работу предохранительных клапанов и повышенное воздействие горного массива на секции. Переменное мерцание зеленого и красного диода сигнализатора обозначает неплотность стойки. Непосредственный отсчёт величины давления в стойках нескольких соседних крепей обеспечивает пилот IPRC.

Полная информация о распределении сопротивления секции вдоль лавы и состоянии системы представляется на мониторе MPC-1 в конвейерном штреке лавы и на компьютерах на поверхности (например, в диспетчерской или в помещении энергомашиного или горного надзора). Соответствующая стандарту OPC аппликация системы FAMAC RSPC, обеспечивает архивацию, анализ и визуализацию измерительных данных и дает доступ к историческим данным в избранный период.

На главной мнемосхеме пользователь аппликации может контролировать актуальное распределение давления гидростоек вдоль лавы, параметры гидравлического питания, а также действие сети IPS/IPI. После переключения на вид экрана "Справки" доступна комплектная информация о состоянии всех устройств системы и обнаруженных дефектах системы сопротивления крепи.

После открытия окна "Анализ данных", пользователь может выбрать просмотр карт сопротивления, временные графсхемы давления в стойках, распределение и гистограммы максимальных и средних величин давления в стойках.

На "Картах сопротивления" представлено распределение давления вдоль лавы и вдоль столба. На горизонтальной оси обозначены номера секций крепи, а на вертикальной оси - истечение времени. Величина давления представляется с помощью диапазона цветов (от синего для низких давлений до красного для высоких). При перемещении курсора мышки по поверхности карты указывается номер стойки и время измерения для указанной точки. Такая форма представления данных позволяет точно и быстро оценить взаимодействие крепи с кровлей и техническое состояние гидросистемы сопротивления крепи.

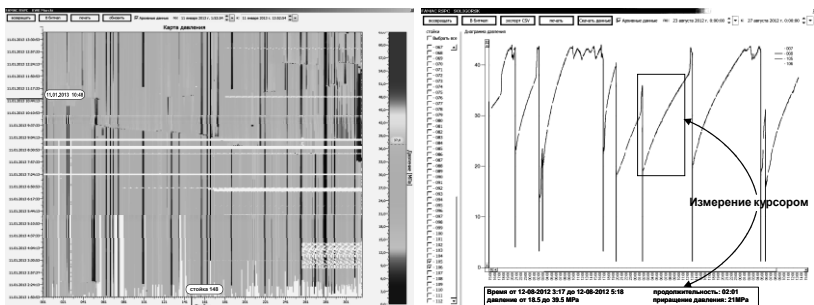


Рис. 1. Способы визуализации исторических данных.

Синие линии на диаграмме однозначно идентифицируют место и время неправильной работы гидростойки, а градиент изменения цвета позволяет оценить интенсивность воздействия кровли на крепь.

Выбор любой точки карты вызывает окно диаграммы временной графсхемы для **избранной** секции. Для прецизионного определения рабочих параметров секций, таких как время рабочего цикла, предварительное сопротивление, скорость пригрузки в цикле, давление открытия и закрытия предохранительных клапанов, можно воспользоваться функцией измерительного курсора.

Одним из основных факторов, решающих о соответствующем содействии крепи с горным массивом, является правильное функционирование предохранительных клапанов. В соответствии со стандартом PN-EN 1804-3, определяющим требования для элементов гидравлической системы секции механизированной крепи, давление открытия клапана не может превышать номинальной величины рабочего (номинального) давления больше чем на 5 %. Не может быть также ниже больше чем на 10 %.

На рисунке № 2 представлен вид таблицы распределения максимальных величин давления для 60 гидростоек секций механизированной крепи с рабочим давлением равным 48 МПа. При учете повторяемой работы клапанов величины эти соответствуют реальному рабочему давлению стоек.

В соответствии с требованиями стандарта PN-EN 1804-3, давление открытия предохранительных клапанов должно содержаться в пределах от 45 до 51 МПа. На основе представленной схемы можно однозначно установить, что предохранительные клапана неправильно настроены, что еще хуже - часть из них (более 15%) имеет настройки, недопустимо отклоняющиеся от средней для этой лавы величины рабочего сопротивления, равного 42 МПа.

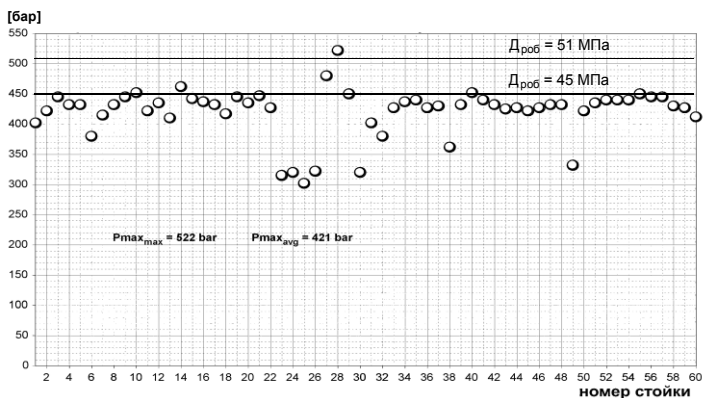


Рис. 2. Распределение максимального значения давления в стойках.

На рис. № 3 представлены временные графсхемы давления в стойках нескольких соседних секций забойной крепи. Эти графсхемы были зарегистрированы во время одного рабочего цикла крепи.

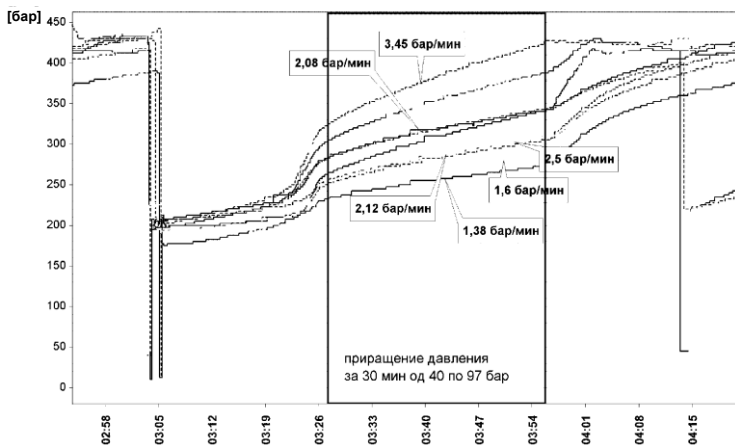


Рис. 3. Сравнительный анализ скорости пригрузки соседних стоек гидрокрепи

Предварительный распор всех гидростоек правильный, а начальное давление в стойках содержалось в диапазоне от 18 до 21 МПа. До момента перехода комбайна сопротивление секции увеличивалось относительно медленно, одинаково во всех стойках. После прохода комбайна видно четкое увеличение динамики воздействия кровли на крепь с одновремен-

ной большой дифференциацией скорости роста давления между отдельными стойками. При среднем росте давления равным 2,2 бар/мин. для представленных на диаграмме графсхем давления, скорость нагрузки отдельных стоек меняется в пределах от 1,2 до 3,5 бар/мин.

Столь большая изменчивость процесса нагрузки работающих в подобных условиях гидростоек подтверждает, что для достоверного прогноза динамических проявлений горного давления, необходимым является контроль давления во всех стойках крепи в сопряжении со статическим анализом данных для всей лавы.

Внедрение системы мониторинга и анализа развития давления в каждой гидростойке крепи обеспечивает повышение безопасности персонала работающего в лаве через:

- повышение несущей способности механизированной крепи путём немедленного устранения обнаруженных системой технических неисправностей,
- обеспечение правильного управления кровлей путём контроля соответствия работы механизированной крепи с паспортом крепления,
- возможность предупреждения о безопасном росте горного давления.

Наличие достоверной информации относительно режима работы предохранительных клапанов и несущей способности гидростоек позволяет полностью использовать гарантийные обязательства поставщика оборудования.

#### Литература

1. Irresbergaer H.: Zmechanizowane obudowy ścianowe – podręcznik dla praktyków. Tiefenbach polska Sp. z o.o. Katowice 2008.
2. Mitchell G W: LONGWALL MINING - Monograph 26 The Australasian Institute of Mining and Metallurgy 2012.
3. Jaszczuk M., Siwiec J.: Doświadczenia z zastosowania układu SKCP-1 do monitorowania pracy obudowy zmechanizowanej. MiAG 6-7 1997.
4. Szweda S.: Wpływ podporności wstępnej sekcji na obciążenia obudowy zmechanizowanej spowodowane dynamicznym oddziaływaniem stropu. Maszyny Górnicze 2001/1.
5. Krodkiewski J., Kot D.: Zastosowanie Systemów MoPS I RECS Do Monitorowania Podporności Obudowy Wyrobisk Ścianowych. Konferencja "Problemy Bezpieczeństwa W Budowie I Eksploatacji Maszyn I Urządzeń Górnictwa Podziemnego": 17 - 19 VI 2009 r.
6. Гавриков А.А., Волчок Ю.П., Курчевский А.Н., Романович А.С.: Новая автоматизированная система контроля горного давления в очистных забоях и перспективы развития технологии управления кровлей лав. Горное оборудование и электро-механика 2008/6.
7. Щерба В.Я., Мисников В.А., Петровский Б.И., Дакуко С.Н., Антонович Н.А., Кот Д., Сычевский В.А.: Результаты опытных испытаний системы мониторинга пригрузок секций крепи МоПС. Горная Механика 2009/1.
8. Adamus P., Walczyński A., Psiuk M.: Bezprzewodowy system monitorowania ciśnienia FAMAC RSPC na ścianie CW2 w KWK Budryk. Napędy i sterowanie 07-08/2010.

9. PN-EN 1804-3:2006 Maszyny dla górnictwa podziemnego – Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej – Część 3: Układy sterowania hydraulicznego.

УДК 622.281

### **О НЕОБХОДИМОСТИ ПЕРЕХОДА НА ДВУХУРОВНЕВОЕ АНКЕРНОЕ КРЕПЛЕНИЕ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК РУДНИКОВ СТАРОБИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

**Поляков А.Л., Мисников В.А., Лутович Е.А., Яролинский В.К.**  
*ЧУП «Институт горного дела», филиал БНТУ, г.Солигорск, Беларусь*

*Представлены результаты испытаний анкерного крепления кровли подготовительных выработок, сложенной слабыми глинисто-соляными породами. Предложено совместно с уже применяемыми анкерами в особо сложных горнотехнических условиях использовать анкерную крепь второго уровня с увеличенной длиной и повышенной несущей способностью. В этом случае расширяются возможности применения для охраны кровли выработок с большими пролетами разгружающих полостей (компенсационных щелей, штроб), комбинированных видов крепи.*

Устойчивость подготовительных выработок в соляных породах на рудниках Старобинского калийного месторождения обеспечивается за счет специфических свойств соляных пород (пластичности, ползучести и релаксации напряжений) сохранять свою форму даже в условиях повышенных нагрузок. Однако все соляные породы имеют свой предел длительной прочности, который для условий Старобинского месторождения под воздействием опорного давления лав, влияния близлежащих выработок наступает на глубинах 550 – 750 м [1].

Основным способом поддержания подготовительных выработок на рудниках Старобинского месторождения является расположение их кровли, как наиболее слабого элемента контура, под так называемой «защитной пачкой» – ближним к контуру мощным (более 12 – 20 см) и прочным (20 – 30 мПа) породным слоем [2]. Кроме того, немаловажным является строение Пород кровли выработки в пределах свода возможного обрушения на высоту, как правило, составляющую 0,7 от ее пролета. При содержании в этом своде более 30 % глинистых прослоек характер деформирования кровли также существенно меняется. На этих закономерностях основана нынешняя типизация пород кровли по устойчивости.

Для упрочнения нижней породной пачки на рудниках месторождения применяется анкерное крепление. Широкое распространение получило упрочнение кровли выработок винтовыми анкерами, имеющими зацепление с породой по всей длине шнура. Длина этих анкеров в зависимости от пролета выработки и типа пород кровли составляет от 0,8 до 1,8 м. Сшивка

пород кровли обеспечивается при креплении по сетке от 0,5 до 1,5 м. Несовершенности анкеров (70 - 100 кН) хватает для того, чтобы создать равнопрочную конструкцию, обеспечивающую необходимый отпор более слабым вышележащим породам кровли. Анкерная крепь второго уровня, получившая распространение на угольных шахтах России и Украины [3], до недавнего времени на рудниках Старобинского месторождения не применялась. Однако насущная потребность в такой крепи с каждым годом в связи с ухудшением горно-геологических, горнотехнических условий возрастает.

Испытание крепи второго уровня проводилось в конвейерном штреке нижней слоевой лавы № 74 рудника 1 РУ, отрабатывающей оставшиеся запасы нижней части Третьего калийного пласта. Вышележащий IV сильвинитовый слой был извлечен верхней лавой № 63 более 7 лет назад. Как правило, за этот срок процесс оседания подработанных пород заканчивается, а горное давление восстанавливается до уровня нетронутого массива.

Ширина штрека составляла 4,5 м. Глубина заложения выработок составляла 677 м. Кровля штрека представляла собой потолочину из каменной соли III-IV мощностью 0,8 м, выше которой залежали обрушенные на почву верхней лавы породы: каменная соль IV-V мощностью 0,73 м, V сильвинитовый слой мощностью 0,2 м и каменная соль V-VI мощностью 1,23 м. Как показало неоднократно проводимое в нижних слоевых лавах керновое бурение скважин через обрушенные породы, их обследование с помощью электронного интроскопа, испытание извлеченного из керна материала, эти породы имеют трещины, пустоты, частично заполненные уплотненным глинисто-соляным материалом. Прочность таких пород изменяется в диапазоне 15-18 Мпа, с удалением от кровли выработки вверх по разрезу она уменьшается.

Таким образом, выбранный для испытаний крепи полигон позволил сымитировать условия поддержания большинства подготовительных выработок, агрегатная прочность пород в которых уменьшается по мере удаления от кровли. Пустоты в породах образуются при отслоении, расслоении, особенно на больших пролетах.

Установка анкеров выполнялась вне зоны влияния очистных работ от лавы. На момент установки крепи расстояние до забоя лавы составило 180 м. По мере подвигания забоя весь участок крепления испытывал влияние временного опорного давления, к наиболее удаленным анкерам забой подошел вплотную через 2 месяца.

Кровля конвейерного штрека была закреплена короткими (1,2 м) винтовыми анкерами под доску. Шаг установки анкеров составил 1х2 м.

На экспериментальном участке в качестве дополнительного крепления с шагом 2 м было установлено 4 подхвата из швеллера 14 типоразмера и 4 комплекта стяжной крепи из гибкой полосы сечением 50х5 мм.



Каждый комплект крепи закреплялся в кровле двумя анкерами из арматуры винтового профиля. Использовалось 3 типоразмера арматуры: с диаметром 25, 20 и 16 мм. Длина всех арматурных прутьев для анкеров составляла 2 м. Для закрепления анкеров в шпуре применялись как готовые ампулы АМН, так и свежеприготовленный цементный раствор, который с помощью труб из ПВХ досылался до забоя шпура. Для закрепления каждого анкера в шпуре использовалось либо по 2 ампулы с минеральной композицией АМН, либо от 0,8 до 1 литра цементного раствора.

На контрольном участке в качестве дополнительного крепления устанавливались в один ряд с шагом 1,5 – 2 м деревянные стойки диаметром 20 – 25 см.

Характер изменения величины вертикальной и горизонтальной конвергенции при деформировании участков выработки, закрепленных только анкерами 1 уровня показан на рис. 1 и 2.

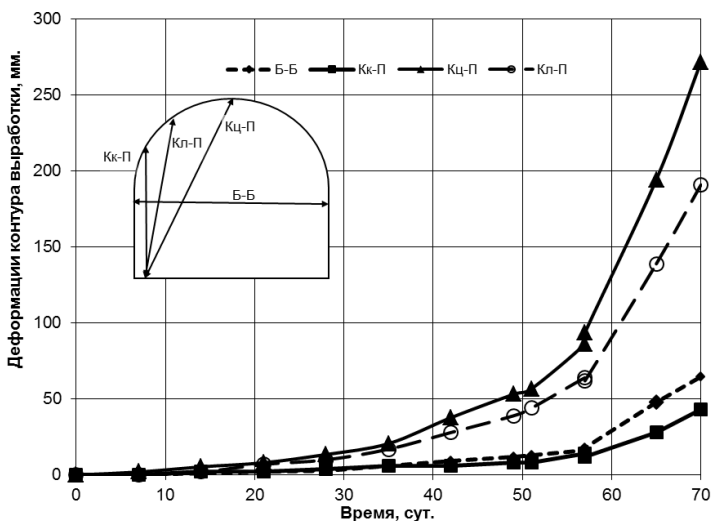


Рис. 1. Графики вертикальной и горизонтальной конвергенций контура конвейерного штрека лавы на участке, закрепленном анкерной крепью первого уровня

Графики на рисунках 1 и 2 показывают влияние лавы № 74 (по мере ее приближения) начало проявляться через 40-50 суток от момента начала наблюдений. Из графиков видно, что интенсивность деформирования кровли штрека на участке, закрепленном анкерами 1-го уровня с

деревянными подхватами выше, чем на участке, дополнительно закрепленном анкерами 2-го уровня с подхватами из швеллера.

За время испытаний (то есть с момента установки анкеров вплоть до подхода лавы) на первом участке, накопленные смещения кровли в 1,4 – 1,5 раза превышают величину смещений на втором участке крепления.

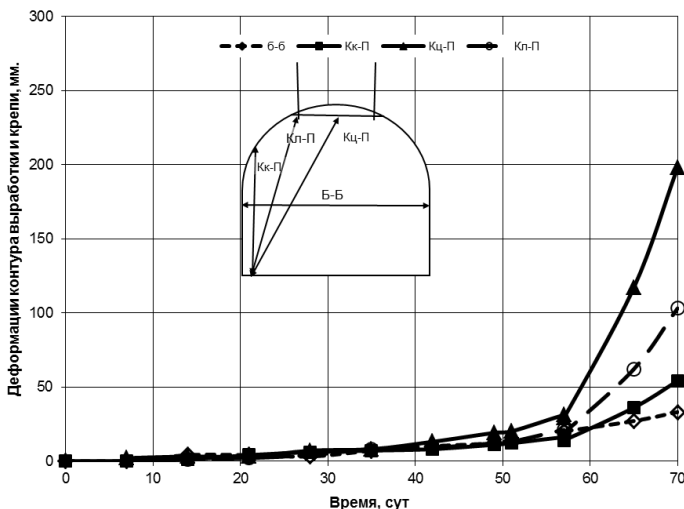


Рис. 2. Графики вертикальной и горизонтальной конвергенций контура конвейерного штрека лавы на участке, закрепленном анкерной крепью второго уровня

Этот вывод подтверждается визуальными наблюдениями. Так еще за 30–40 м до подхода лавы все деревянные стойки были поломаны, кровля имела прогиб более 0,3 м. Участок кровли, закрепленный анкерами 2-го уровня с жесткими и гибкими подхватами, не имел видимого прогиба и сохранил свою устойчивость вплоть до завальной части конвейерного штрека.

Еще одним способом охраны выработок является нарезка в их кровле, стенках и почве компенсационных щелей. Эти щели снимают напряжения с контура и переносят их вглубь массива, на величину, равную глубине нарезки, обычно составляющей 0,9 – 1,3 м. Срок устойчивого состояния выработок при этом увеличивается на время, необходимое для полного смыкания щелей. При ширине щели 14 см этот срок, по сравнению с неохраняемой выработкой вырастает в 2 – 3 раза, а критические деформации кровли возрастают на 30 %. Как правило, разгрузка кровли выработок щелями применяется при их ширине не более 3 м. При большей ширине

выработок и на узлах их сопряжений обеспечить устойчивость образующихся в результате нарезки щелей консолей путем сшивки их винтовыми анкерами не всегда удается. Вместе с тем, анкера повышенной несущей способности и увеличенной длины вполне могут справиться с подвеской этих консолей к породам, располагающимся за пределами свода возможно-го обрушения.

Испытания такого крепления проводились на узлах сопряжений и в протяженных выработках, пройденных для монтажа лавы № 2с-3 на II калийном горизонте и лавы № 34 на III калийном горизонте рудника 4 РУ. Протяженные выработки имели ширину 3 - 5 м, узлы сопряжений в типа ответвления в самой широкой части имели пролет, равный 7 м. Кровля выработок охранялась компенсационной щелью глубиной 1,3 м. В качестве крепи 1-го уровня применялись винтовые анкера длиной 1,8 м, устанавливаемые по сетке 1,5 x 1,5 м. В качестве крепи 2-го уровня дополнительно были установлены с шагом 1,5 м канатные и арматурные анкера длиной 2 - 4 м. Несущая способность этих анкеров составляла 21 - 25 тонн. Наблюдения за деформированием кровли выработок, закрепленных анкерами 2-го уровня и охраняемых щелями, показали, что она сохраняет свою устойчивость не только на время монтажа лавы (т.е. более 1 года), но и при ее отходе. Исследовательская выработка, находящаяся в районе лав 2с-1 и 2с-3, имеющая пролеты от 3 до 6 м и охраняемая щелями в кровле, с консолями, закрепленными анкерами 1-го уровня, разрушилась спустя 0,5 года после проходки, только попав в зону временного опорного давления лавы.

Таким образом, шахтными испытаниями установлено, что в условиях калийных рудников Старобинского месторождения дополнительное крепление подготовительных выработок и их сопряжений анкерами 2-го уровня в неблагоприятных, особо сложных горно-геологических, горно-технических условиях позволяет обеспечить их устойчивость в течение необходимого по технологии времени. При применении этого крепления в комплексе с разгружающими полостями (компенсационными щелями, штробами) возможности в поддержании выработок существенно возрастают.

#### Литература

1. К прогнозу устойчивости выработок при подготовке запасов Второго калийного пласта Старобинского месторождения на больших глубинах / В.А.Мисников, А.Л.Поляков, М.Г.Шафиков и др. // Горная механика и машиностроение. – 2010. – №2. – с.12-21.
2. Инструкция по охране и креплению горных выработок на Старобинском месторождении. – Солигорск-Минск, 2010. – 125 с.
3. Опыт поддержания широких сопряжений горных выработок с применением двухуровневой анкерной крепи в условиях шахты МУК-96 / Е.А.Разумов, Д.Ф.Заятдинов, П.В.Гречишкин и др. // Уголь. – 2013. – № 6. – с.31-34.

УДК 622.831.22; 622.285

## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СПЕЦИАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ДЕМОНТАЖЕ ЗАБОЙНОГО ОБОРУДОВАНИЯ В ЛАВАХ С ВЫНИМАЕМОЙ МОЩНОСТЬЮ НЕ БОЛЕЕ 1,5 м**

**Мозговенко М.С., Пузанов Д.А.**

*ЧУП «Институт горного дела», г. Солигорск, Беларусь*

*В статье приводятся результаты опытно-промышленных испытаний способов демонтажа горношахтного оборудования в низких лавах Третьего калийного горизонта путем проведения параллельно забою лавы специальных демонтажных выработок, благодаря чему существенным образом повышается безопасность и комфортность работы в заключительной стадии доработки выемочного столба.*

### **Введение**

В течение 2011-2012 годов на рудниках 1 РУ, 2 РУ, 3 РУ ОАО «Беларуськалий» проведены испытания разработанных специалистами рудников способов демонтажа забойного оборудования в низких лавах, основанных на проведении специальных выработок. До недавнего времени демонтаж забойного оборудования в таких лавах выполнялся из остановленного призабойного пространства лавы в весьма стесненных условиях. Забойное оборудование (забойная крепь, очистной комбайн, конвейер) имеет большие размеры и вес. Передвижка и транспортировка забойного оборудования по призабойному пространству до бортовых штреков лавы выполнялись с помощью лебедок различной конструкции, что в свою очередь требует определенных затрат на их установку и перенастройку. При демонтаже забойной крепи для поддержания выработанного пространства в районе демантируемых секций, необходимо использование деревянных стоек, доставка которых затруднена из-за ограниченных размеров призабойного пространства. Вышеизложенные проблемы можно решить путем проведения параллельно забою лавы на всю длину специальной выработки, которую называли демонтажной. Первые попытки проведения демонтажных выработок на Старобинском месторождении были предприняты еще в 1991-1993 годах. Тогда, из-за отсутствия высокопроизводительного оборудования по нарезке компенсационных щелей по контуру выработок, эти эксперименты были не совсем удачные, и особенно, при привязке кровли демонтажных выработок выше IV силвинитового слоя. Демонтажные выработки разрушались в зоне временного опорного давления демантируемой лавы и для их использования, по прямому назначению, требовалось выполнение в них ремонтных работ.

Актуальность проблемы определяется еще и тем, что в существующих и действующих на Старобинском месторождении калийных солей нормативных документах [1, 2] отсутствуют позиции, связанные с определением мест заложения демонтажных выработок относительно пласта, как

и нет самого понятия демонтажная выработка, а также методики расчета и выбора крепи на данных участках. Для решения данной проблемы в шахтных условиях был исследован:

- характер нагружения забойной крепи и конвергенция призабойного пространства при подходе к линии остановки лавы на демонтаж и при отсутствии влияния демонтажной выработки;

- характер деформирования контура демонтажной выработки (*Второй вариант*) за зоной и в зоне влияния очистных работ демонтируемой лавы;

- характер деформирования вновь образованной широкой выработки (демонтажная выработка + призабойное пространство лавы);

- характер нагружения забойной крепи и конвергенция призабойного пространства в процессе проведения демонтажной выработки (*Первый вариант*), а также в процессе выполнения демонтажных работ.

В зависимости от места и времени проведения демонтажной выработки было испытано два способа ее проведения:

- *Первый вариант* – демонтажная выработка проходится вприсечку к уже остановленному забою лавы;

- *Второй вариант* – демонтажная выработка проходится заранее, за зоной влияния очистных работ демонтируемой лавы. Затем демонтируемая лава своим забоем вскрывает демонтажную выработку.

И в *Первом* и во *Втором* вариантах демонтажные выработки проводились одним ходом комбайна ПК-8.

Устойчивость участка, образованного проведением демонтажной выработки и призабойным пространством лавы зависит:

- от привязки кровли относительно пласта;

- от типа крепи и способов охраны демонтажной выработки;

- от типа забойной крепи и способов дополнительного (при необходимости) крепления призабойного пространства;

- от времени выполнения демонтажных работ.

Прежде чем приступить к изложению материалов исследований необходимо подчеркнуть, что исследования по *Первому варианту*, т.е. демонтажная выработка пройдена вприсечку к остановленному забою демонтируемой лавы, проведены впервые на месторождении. Эта работа выполнялась в условиях лавы № 8-в-1 гор.-620 м рудника 3 РУ. Демонтажные выработки по остальным лавам (лава № 35верх рудника 2 РУ, лавы № 87 и № 95 рудника 1 РУ) проводились по классической схеме, т.е. заранее за зоной временного опорного давления. Исследования характера деформирования демонтажных выработок в вышеназванных лавых выполнены в различных горнотехнических и горно-геологических условиях, а именно:

- глубина разработки изменялась от 353 до 787 метров;

- длина лавы находилась в интервале 200-250 метров;
- шаг установки забойной крепи во всех лавах составлял 2,0 м;
- вынимаемая мощность составляла 1,1-1,3 м, а на отдельных участках была увеличена до 1,4 м;
- ширина призабойного пространства без учета демонтажной выработки составляла в среднем 4,3-4,5 м, а с учетом проведения демонтажной выработки для Первого варианта – 7,0-7,1 м, для Второго варианта – 4,9-5,5 м;
- демонтажная выработка, пройденная вприсечку к остановленному забою лавы не охранялась, а ее кровля крепилась двумя рядами винтовой анкерной крепи и двумя рядами анкеров КАЗ;
- демонтажная выработка, пройденная за зоной влияния очистных работ демонтируемой лавы, охранялась компенсационными щелями в кровле, почве и противоположном от лавы боку выработки. Кровля крепилась одним рядом анкеров КАМВ, а бока выработки двумя-тремя рядами анкеров КАЗ;
- содержание глинистых прослоек на высоте 2,0 м от кровли лавы изменялась от 2,3 до 70 %.

Как видно из приведенных данных горно-геологические и горно-технические условия имеют существенные отличия практически по всем показателям.

#### **Исследование конвергенции «кровля-почва» призабойного пространства при подходе лавы к линии остановки.**

Основная цель этих исследований – определить основные параметры проявления горного давления в призабойном пространстве в обычном режиме подвигания забоя лавы, чтобы в последующем оценить, как они меняются при расширении призабойного пространства на 2,5-3,0 м. Исследования в призабойном пространстве лав выполнялись по методике, которая использовалась при разработке рекомендаций по параметрам установки забойной крепи в селективных лавах [3]. Выкопировка из плана горных работ (на примере лавы № 87) в завершающей стадии доработки выемочного столба, а также места установки станций по длине лавы представлены на рис. 1, а в призабойном пространстве на одном из замерных профилей – на рис. 2.

Конвергенция призабойного пространства «кровля-почва» измерялась по станциям контурных реперов, которые устанавливались в почве и кровле лавы сразу же после снятия очередной стружки на расстоянии 0,15-0,35 м от забоя лавы. Измерение конвергенции по станциям выполнялись с момента установки вплоть до выхода в завальную часть забойной крепи.

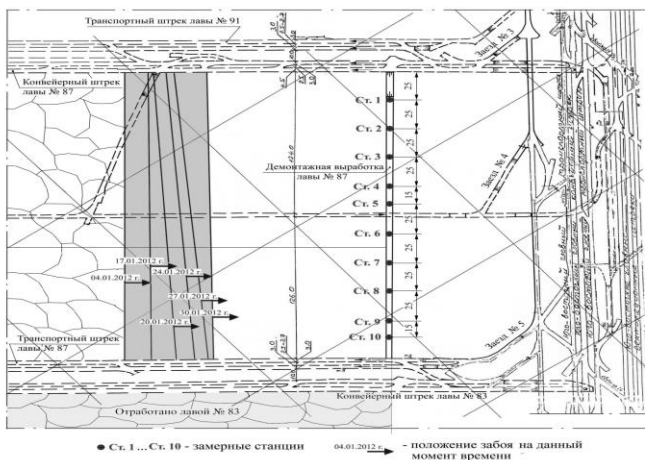


Рис. 1. Выкопировка из плана горных работ в лаве № 87 гор.-430 м рудника 1 РУ в заключительной стадии доработки столба

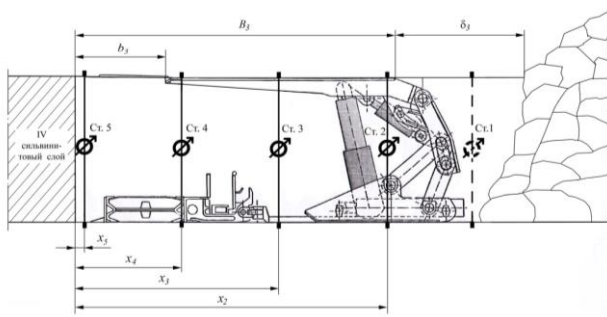


Рис. 2. Схема установки станций для измерения конвергенции «кровля-почва» призабойного пространства в лаве № 87 гор.-430 м рудника 1 РУ при подходе к линии останова на демонтаж.

$b_3$  – величина незакрепленной полосы кровли, м;

$B_3$  – ширина призабойного пространства, м;

$\delta_3$  – величина зависания пород непосредственной кровли за забойной крепью, м;

Ст. 1, ..., Ст. 5 – станции контурных реперов;

$x_2, \dots, x_5$  – соответственно расстояние от забоя лавы до конкретной станции.

Измерение конвергенции призабойного пространства лавы, и особенно, в районе гидростоек забойной крепи давали также информацию об остаточной и необходимой раздвижности забойной крепи к моменту выхода забоя лавы в демонтажную выработку и последующего выполнения работ по демонтажу забойного оборудования. Сводные данные об изменении конвергенции призабойного пространства лав на расстоянии 4,0 метра от их забоя (или в районе гидростоек забойной крепи) приведены на рисунке 3. Как видно из рисунка, характер изменения конвергенции по длине лав по IV сильвинитовому слою (графики 1, 2, 3) одинаков, а именно: наибольшие значения конвергенции призабойного пространства отмечается со стороны ранее отработанных выемочных столбов, наименьшие – со стороны «массива».

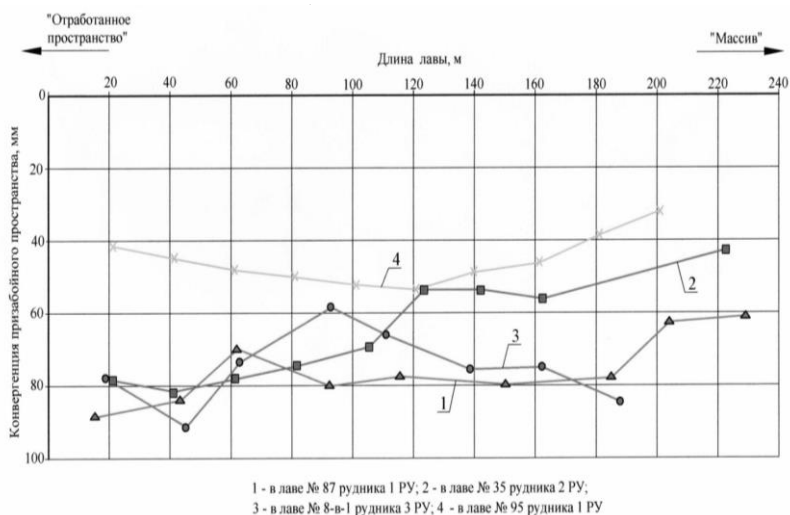


Рис. 3. Характер изменения конвергенции призабойного пространства по длине лавы на расстоянии 4,0 м от ее забоя в процессе очистной выемки

Несмотря на существенные различия горнотехнических и горно-геологические условий отработки лав по IV сильвинитовому слою, конвергенция призабойного пространства в данных лавых отличается незначительно (и, особенно, со стороны отработанного пространства) и укладывается в статистический разброс. Исходя из этого, результаты измерений были обработаны совместно и получена эмпирическая зависимость изменения конвергенции призабойного пространства (раздвижности забойной крепи) по длине лавы в виде:



$$U_{3(II)} = -0,1056x + 83,092, \text{ мм}, \quad (1)$$

где  $x$  – расстояние от бортового штрека лавы, расположенного со стороны отработанного выемочного столба, м;

- 0,1056; 83,092 – коэффициенты линейной аппроксимации.

Несколько иной характер распределения конвергенции призабойного пространства наблюдается в лаве № 95 по II сильвинитовому слою рудника 1 РУ, где максимальные значения конвергенции (а также зависание пород непосредственной кровли за забойной крепью) отмечается в центральной части лавы (график 4 рисунка 3).

Для расчета конвергенции призабойного пространства в этой лаве также получена эмпирическая зависимость в виде:

$$U_{3(II)} = -0,002x^2 + 0,388x + 33,48, \text{ мм}. \quad (2)$$

**Анализ результатов измерений конвергенции «кровля-почва» демонтажных выработок, пройденных за зоной влияния временного опорного давления от демонтируемой лавы.** Речь пойдет о лавах, демонтируемых по *Второму варианту*, в частности это лавы № 35верх, № 87 и № 95. Во всех демонтажных выработках этих лав было установлено по 10 замерных профилей для измерения конвергенции «кровля-почва» и схождения боков. Наблюдения по станциям велись вплоть до ухода станции в закрепное пространство после извлечения механизированной крепи. Результаты измерений конвергенции «кровля-почва» демонтажных выработок приведены на рисунке 4. Как видно из рисунка конвергенция во всех лавах с большей интенсивностью проявляется со стороны смежноотработанных лав. Характер деформирования демонтажных выработок в лавах № 35верх и № 87 мало отличается друг от друга, но отличаются от данных, полученных из лавы № 95, которая работала по II сильвинитовому слою.

**Анализ результатов исследований характера деформирования расширенного призабойного пространства, образованного демонтажной выработкой и забоем лавы в период выполнения демонтажных работ.**

При анализе этих данных нужно учитывать существенные отличия в исследуемых лавах горнотехнических и горно-геологических условий, и то, что демонтаж во всех лавах выполнялся от транспортных штреков, которые располагались со стороны отработанных столбов, в сторону конвейерных штреков. Исходя из этого, участки забоя лавы и демонтажной выработки, расположенные со стороны «массива», испытывали больший срок эксплуатации по сравнению с участками со стороны отработанного пространства.

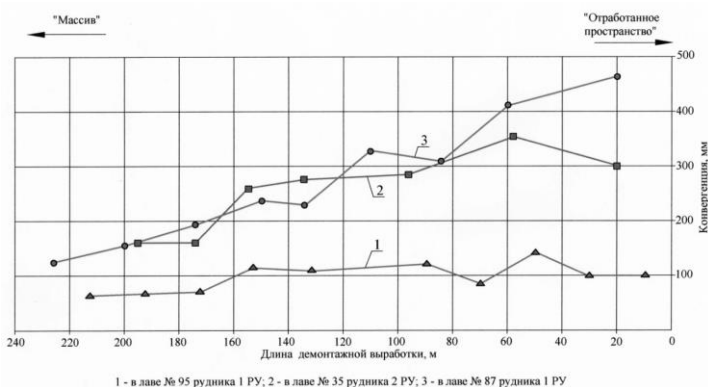


Рис. 4. Конвергенция демонтажных выработок в момент вырубки в них забоев демонтируемых лав

Данные исследований расширенного призабойного пространства приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Основные характеристики расширенного призабойного пространства в исследуемых лавах в процессе выполнения демонтажных работ

Наименование параметра	Номер лавы			
	Лавы № 87	Лавы № 35верх	Лавы № 8-в-1	Лавы № 95
Конвергенция призабойного пространства по длине лавы, мм	45-102	34-53	74,5-7,2	19,5-42
Среднее значение конвергенции по длине лавы, мм	64,7	45,04	80,7	31,4
Время от остановки забоя до полного окончания демонтажных работ, сут.	29	20	45	25

### Заключение

Проведенные исследования характера деформирования демонтажных выработок в зоне временного опорного давления от демонтируемой лавы, а также в зоне остаточного опорного давления от смежноотработанных выемочных столбов, позволили установить некоторые закономерности. Исследования проводились в лавах, где горнотехнические и горно-

геологические условия (такие как глубина разработки, длина лав, тип кровли, ширина целиков) отличались существенным образом. В процессе исследований успешно испытаны *два способа* проведения демонтажных выработок:

– проведение демонтажной выработки вприсечку к остановленному забою демонтируемой лавы;

– проведение демонтируемой выработки заранее за зоной влияния очистных работ.

Проверены и подтверждены экспериментально выполненные в проектах способы охраны и крепления демонтажных выработок и расширенного призабойного пространства, образованного демонтажной выработкой и забоем лавы. Как показали исследования, возможно применение обоих способов проведения демонтажных выработок. Область применения того или иного способа проведения демонтажных выработок определяется горно-геологическими условиями. Забойная крепь обеспечила устойчивость призабойного пространства в процессе выполнения демонтажных работ с большим запасом гидравлической раздвижности при вынимаемой мощности в пределах 1,1-1,4 м. Проведение демонтажной выработки обусловлено социальным эффектом, а именно безопасным ведением демонтажных работ с использованием современных средств погрузки и доставки оборудования непосредственно из забоя низких лав.

#### Литература

1. Инструкция по применению систем разработки на Старобинском месторождении. – Солигорск-Минск, 2010. – 152 с.
2. Инструкция по охране и креплению горных выработок на Старобинском месторождении. – Солигорск-Минск, 2010. – 125 с.
3. Изучить закономерности проявлений горного давления в забоях селективных лав и их сопряжениях со штреками: – в лаве № 2 гор.-200 м рудника 1 РУ (этап 1.1); изучить закономерности проявлений горного давления в забоях селективных лав и их сопряжениях со штреками: нижних лавах № 28, № 32 гор.-445 м 2 РУ после отработки IV сильвинитового слоя (этап 1.4). – Отчет о НИР (промежут. по дог. № 02/09) / ЧУП «Институт горного дела»; рук. В.А. Губанов; исполн.: Поляков А.Л. [и др.] – Солигорск, 2009. – 74 с. – Библиогр.: с. 56. – № ГР 20092318. – Инв. № 63.

УДК 622.831

## **КОМПЛЕКСНОЕ ПРИМЕНЕНИЕ МЕРОПРИЯТИЙ ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТИ ПОВТОРНО ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК НА ГЛУБИНАХ СВЫШЕ 1000 МЕТРОВ**

**Назимко И.В.<sup>1</sup>, Цикра А.А.<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>*Украинский государственный научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт горной геологии, геомеханики и маркшейдерского дела, г. Донецк, Украина,* <sup>2</sup>*ПАО «Шахта им. Засядько», г. Донецк, Украина*

*Предложены и обоснованы мероприятия для повышения устойчивости подготовительных выработок на глубине свыше 1000 метров.*

Отработка запасов угля на глубинах свыше 1000 м сопровождается особо интенсивными проявлениями горного давления, негативные последствия которых весьма сложно предотвратить. Вместе с тем современная рыночная экономика требует применения эффективных технически и экономичных технологий, которые дают возможность поддерживать низкую себестоимость угля и высокую производительность подземных работ. Повторное использование горных выработок является одной из таких технологий. Однако сохранение удовлетворительного состояния горных выработок при их повторном использовании на глубинах свыше 1000 м является весьма сложной технической задачей. На шахте им. А.Ф.Засядько постоянно совершенствуется технология повторного использования горных выработок, что дает возможность экономить материальные и денежные средства при добыче угля.

На сегодняшний день наиболее эффективной технологией поддержания повторно используемых выработок является применение рамно-анкерных крепей и литых полос из быстротвердеющего материала [1]. Элементы этих технологий постоянно совершенствуются и используются в практике отработки угольных пластов на высокопроизводительных шахтах Украины. В данной работе приведен опыт совершенствования технологии поддержания повторно используемых выработок в условиях пласта  $l_7$  при отработке уклонной части шахтного поля на глубине 1200 м [2-4].

Вынимаемая мощность пласта составляла 1,9-2,0 м. Пласт сложного строения, залегает в устойчивых вмещающих породах. Непосредственная кровля пласта имеет мощность около 2 м и представлена аргиллитом средней, местами ниже средней устойчивости с пределом прочности на одноосное сжатие 23-37 МПа. Согласно опыту предыдущих лав непосредственная кровля склонна местами к обрушению в рабочее пространство действующего очистного забоя. В основной кровле залегает прочный песчаник мощностью 20 м с пределом прочности 76-92 МПа.

Основная кровля пригружена мелкослоистой толщиной осадочных пород, состоящих в основном из слоев алевролита.

Непосредственная почва пласта представлена неустойчивым алевролитом с пределом прочности 35 МПа на одноосное сжатие и мощностью 1-1,2 м. Ниже залегает мощный пласт песчаника с пределом прочности, изменяющимся от 53 до 63 МПа.

Технология повторного использования выработок применяется в основном для поддержания вентиляционных штреков вслед за лавами при обратном порядке отработки выемочных столбов. При этом применяется комбинированная рамно-анкерная крепь в сочетании с литой полосой из быстротвердеющей смеси. Литая полоса используется в качестве опорного элемента, управляющего оседанием консольного участка кровли над краевой частью пласта. Анкерная крепь усиливает породы непосредственной кровли и уменьшает степень подвижности блоков, на которые разрушается кровля в зоне активных сдвижений позади действующей лавы. В результате работа сил горного давления по необратимому смещению разрушенных пород в полость горной выработки увеличивается, что приводит к уменьшению указанных смещений на 30-40 %. Это дает возможность подать дополнительное количество воздуха в действующий очистной забой, в результате чего смягчаются ограничения нагрузки на лаву по фактору проветривания [5].

В связи с тем, что величина горного давления на глубине 1200 м практически в два раза превышает средний уровень давления на большинстве действующих шахт, весьма актуально увеличение несущей способности анкерной крепи.

Учитывая значительную стоимость анкерного крепления необходимо изыскивать резервы по повышению несущей способности анкеров без увеличения затрат на реализацию технологии. Такие резервы удалось обнаружить в технологии установки сталеполимерных анкеров. Традиционная технология предусматривает закрепление анкера в шпуре с гладкими стенками одинакового диаметра по всей линии шпура. Эксперименты показали, что закрепление анкера в глубинной расширенной части шпура дает возможность повысить его несущую способность в 1,5-2,0 раза без дополнительных затрат денежных средств и труда. Именно такой прием позволяет согласовать новые условия поддержания подготовительных выработок на глубине свыше 1000 м с повышенной несущей способностью сталеполимерных анкеров.

На рис. 1 приведены результаты испытаний анкеров на выдергивание. Анализ данных испытаний показал, что закрепление анкеров в расширенной части глубинного участка шпура увеличивает жесткость анкера в 2-3 раза, а при частичной инкапсуляции повышает его несущую способ-

ность в два раза. Это позволяет повысить сопротивление анкерной крепи и сократить затраты на реализацию технологии анкерного крепления за счет уменьшения количества ампул с твердеющей полимерной смесью.

На рис. 2 показаны результаты инструментальных наблюдений за сдвижением пород кровли и ее расслоением по мере отработки очистного забоя.

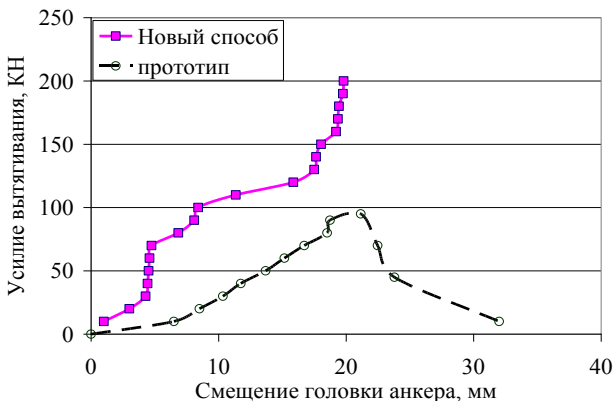


Рис.1. Результаты испытаний анкеров на выдергивание

Видно, что после прохода лавы расслоение кровли активизируется. Скорость расслоения кровли максимальна и достигает 5-25 мм/сут на участке зоны активных сдвижений, которая отмечается на расстоянии 20-50 м позади действующей лавы. Именно на этом участке происходят наибольшие расслоения пород кровли, которые стабилизируются на уровне 105-120 мм. Из них 80 мм приходится на интервал, расположенный в пределах 0-164 см от контура выработки.

Остальные 25-45 мм расслоений накапливаются за счет расслоения пород в глубине массива на расстоянии 2 м и более от контура выработки.

Успешные результаты опытно-промышленной проверки новой технологии создали возможности для расширенного ее применения. Инженерно-техническими работниками шахты им. А.Ф.Засядько найдены новые области использования литых полос для управления горным давлением. Так, литые полосы применены для повторного использования демонтажной камеры 12 восточной лавы пласта  $l_7$  в качестве вентиляционного трубного ходка.

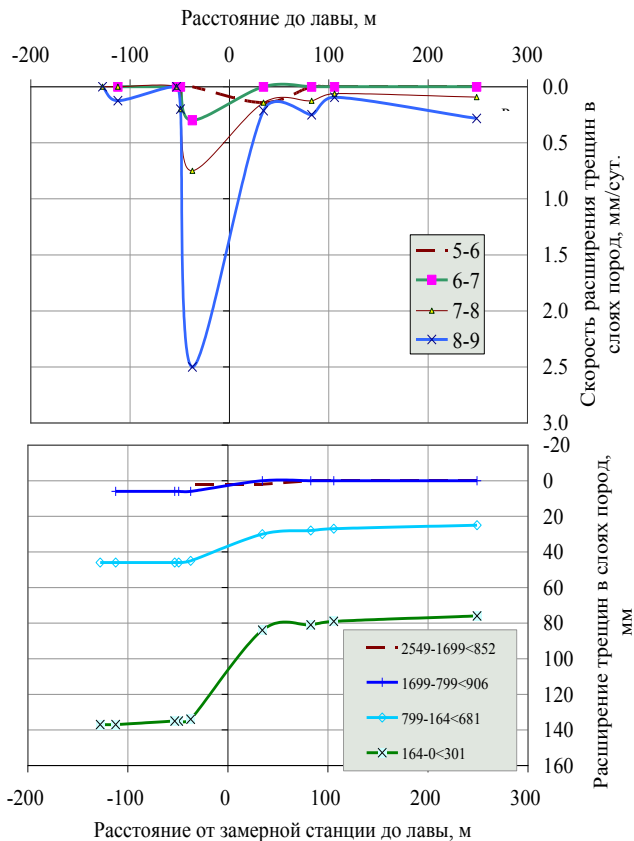


Рис. 2. Динамика разуплотнения заанкерванной кровли по мере подвигания лавы относительно замерной станции

Перед демонтажом оборудования из лавы (рис. 3) производится подготовка к демонтажу секций механизированной крепи, которая предусматривает подрывку почвы пласта в лаве (для обеспечения высоты призабойного пространства не менее 2,0 м), а также почвы конвейерного штрека.

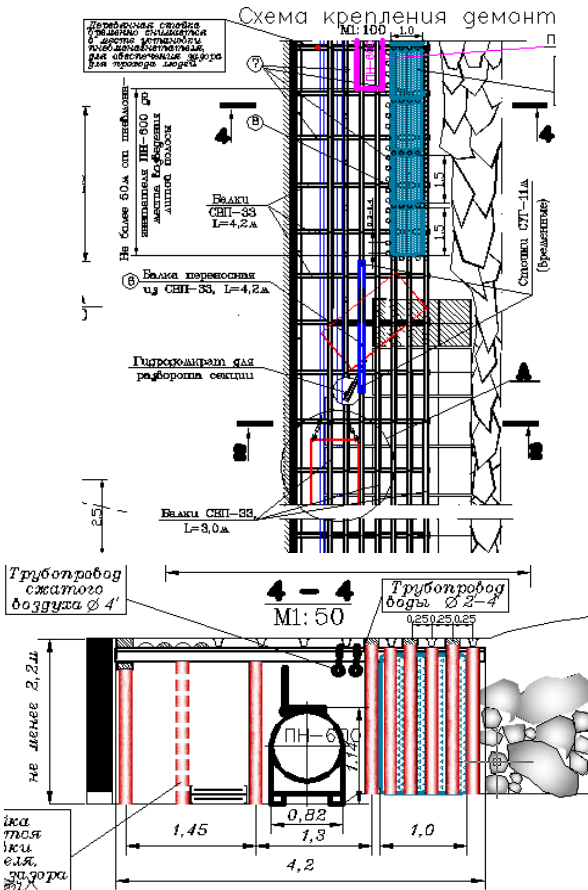


Рис. 3. Схема крепления демонтажного хода

Кроме того, над секциями крепи укладывается дополнительная крепь. Эта крепь состоит из балок СВП-33 длиной 3,0 м, укладываемых параллельно забою в шахматном порядке на секции крепи (7 параллельных балок - по 3 балки над 3-мя секциями, позиции 1 и 2 на схеме рис. 3). При выемке комбайном последней полосы угля в лаве в направлении снизу вверх секции крепи ЗКД-90 не передвигаются к забою. На каждую секцию крепи по ее оси под группы балок, уложенных по падению пласта, подводятся перпендикулярно забою балки СВП-33 длиной 4,2 м (поз. 3). Под свободные концы балок у забоя укладывается камерный деревянный брус длиной 2,8 м (поз.4) и подбиваются деревянные стойки (поз. 5). Между



кровлей пласта и балкой СВП-33 вставляются вкладыши - отрезки бруса длиной 0,3 м. Расстояние между балками по падению пласта 1,5 м.

На конвейерном штреке согласно приведенной схеме устанавливаются лебедки: ЗЛП для выдачи секций механизированной крепи из лавы на конвейерный штрек и ЛМ-140 для разворота секций, подтягивания секций к приямку и затаскивания их на платформы.

На вентиляционном штреке устанавливается лебедка 1ЛШВ-01 для страховки секции при затаскивании ее на став конвейера СП-301. Крепление и эксплуатацию лебедок производили в соответствии с типовыми технологическими паспортами. При этом лебедки крепятся 4 анкерами  $\approx 1,2$  м или 4 ремонтными толщиной 20 см, заделанными в кровлю на глубину более 0,1 м или 2 анкерами и 2 ремонтными. Перед лебедками устанавливаются предохранительные щиты. Обводные блоки крепятся к балке СВП-27(33)  $\approx 2,0$  м, прикрепленной не менее чем к трем рамам арочной крепи штрека спецхомутами.

На вентиляционном штреке за лавой, между клетями под дегазационные скважины, выкладываются дополнительные металлические клетки шириной 1,5 м и длиной 4,0 м. Затем очистной комбайн опускался в нижнюю нишу лавы, демонтировался в соответствии с инструкцией завода-изготовителя и выдавался на конвейерный штрек. После этого демонтируется навесное оборудование конвейера СП-301, конвейер отсоединяется от выдвижных балок секций механизированной крепи. Конвейер остается в лаве до окончания демонтажа секций крепи и служит для транспортировки обрушенных пород кровли. На конвейерном штреке производится погрузка узлов конвейера на платформы, которые откатываются лебедкой ЛМ-140. По трассе выдачи секций механизированной крепи из лавы извлекается по стойке в 2 рамах арочной крепи конвейерного штрека. При этом под верхняки арочной крепи подвешиваются на спецхомутах 3 балки из СВП-33 длиной 5,0 м. В целях обеспечения устойчивости монтажного хода в процессе демонтажа забойного оборудования и последующего использования выработки в качестве вентиляционного хода с завальной стороны выработки сооружались литые полосы, как показано на рис. 3. Полоса сооружалась секциями длиной по падению 1,5 м, шириной по простиранию 1,0 м и высотой не менее 2,0 м. Быстротвердеющая смесь подавалась в опалубку с помощью пневмонагнетателя ПН-600 емкостью 600 л. Полоса наращивалась сразу же после удаления очередной секции механизированной крепи. Это обеспечило безопасность работ по демонтажу комплекса и последующую устойчивость выработки при ее повторном использовании.

Вентиляционный ходок выполняет многоцелевую функцию. Во-первых, он используется для выдачи исходящей струи воздуха в процессе работы последующих лав в крыле панели. Во-вторых, в ходке подвешен

став трубопровода и став сжатого воздуха. Кроме того, в ходке расположены две трубы дегазационной системы.

Таким образом, на практике реализован принцип комплексного подхода к повторному использованию выработок на основе применения современных технологий крепления и охраны горных выработок.

Выводы. Используются мероприятия для повышения устойчивости подготовительных выработок, основанные на подавлении термодинамических диссипативных потоков. Для этого использована новая комбинация литой полосы, анкерно-стоечных комбинированных крепей усиления и сталеполлимерных анкеров с их закреплением в расширенной части шпура, что повышает работу сопротивления анкеров силам горного давления и сохраняет их высокую несущую способность.

Дальнейшими исследованиями предусмотрено совершенствование технологии бурения шпуров с расширенным участком глубинной их части под анкерное крепление, разработка рациональных параметров сталеполлимерного крепления, а также совершенствование параметров литых полос и их нагрузочно-деформационных характеристик.

#### Литература

1. Байсаров Л.В. Геомеханика и технология поддержания повторно используемых горных выработок /Л.В. Байсаров, М.И. Ильяхов, А.И.Демченко //- Днепрпетровск: ЧП «Лири ЛТД», 2005.-240с.
2. Bialek J. Method for description of seismicity basing on changes of rockmass deformation induced by mining / J. Bialek, P.Banka, F. Jaworski // Proc. ISM 12<sup>th</sup> Int. Cogress. - Fuxin, 2004. - Pp. 470-475.
3. Перепелица В.Г., Предотвращение газодинамических явлений при проведении подготовительных горных выработок с использованием опережающих скважин в породах, вмещающих газоносный угольный пласт / В.Г. Перепелица В.С Кулинич, Л.Д Шматовский, Б.В. Бокий, И.А. Ефремов, Д.П. Гуня // Геотехническая механика. Сборник научных трудов. - Днепрпетровск, ИГТМ НАНУ, 2005, вып.56.– С.87-91.
4. Декларацийний патент України №4932. Замок вузла піддатливості металевого рамного податливого кріплення із шахтних спец профілів М4. МПК E21D11/22. опубліковано 15.02.2005, Бюл.№2.
5. Декларацийний Патент України на корисну модель №17453. Спосіб охорони виїмкових виробок. МПК E21D11/00. опубліковано 15.09.2005, Бюл.№9.

**ИССЛЕДОВАНИЕ И ОБОСНОВАНИЕ УВЕЛИЧЕНИЯ ДОПУСТИМЫХ УГЛОВ ОТКОСОВ РАБОЧИХ УСТУПОВ НА МЕСТОРОЖДЕНИИ ЦЕМЕНТНОГО СЫРЬЯ «КОММУНАРСКОЕ»**

**Оника С.Г., Стасевич В.И., Халявкин Ф.Г., Семёнова М.В., Ганцовский Е.И.**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск*

*В статье рассмотрены результаты исследований допустимых углов откосов рабочих уступов применительно к карьерам, разрабатывающим месторождения цементного сырья «Коммунарское».*

Сырьевой базой ПРУП «Белорусский цементный завод» является Коммунарское месторождение цементного сырья (высоко- и низкокарбонатных мергелей), состоящее из детально разведанных участков: «Высокое» площадью 450 га и «Коммунары Западные» площадью 384,8 га и участка «Коммунары Восточные» площадью 225 га, которое в настоящее время не разрабатывается.

Согласно предварительному заключению ВНИМИ «О допустимых углах откосов уступов Коммунарского месторождения мергелей» максимально допустимые углы откосов рабочих уступов при высоте уступа 20 м могут достигать: рабочий угол - 50 градусов, нерабочий -35 градусов. Рекомендации института, выданные для карьеров Белорусского цементного завода, носили предварительный характер и допускали увеличение допустимых углов откосов при выполнении специальных исследований. На возможность увеличения допустимых углов откосов рабочих уступов указывали также данные длительных наблюдений за состоянием откосов маркшейдерской службой предприятия.

Исследование устойчивости откосов уступов позволяет определить условия безопасной эксплуатации и способствует повышению полноты извлечения запасов полезного ископаемого из недр.

Обоснование увеличения допустимых углов откосов рабочих уступов потребовало выполнения комплексных исследований, которые включали:

- графоаналитические исследования устойчивости откосов уступов при различных вариантах вероятной поверхности скольжения с учетом сил фильтрации;
- моделирование устойчивости откосов с использованием программного комплекса GeoStudio;
- исследование устойчивости откосов по методу плоского откоса без учета и с учетом нагрузки от работы оборудования.

Аналитические исследования позволили разработать математические модели оценки устойчивости уступов с учетом сил фильтрации, поз-

воляющие анализировать ситуацию с обеспечением устойчивости при увеличении углов откосов уступов в сравнении с принятыми их значениями, принятыми в проектах на разработку месторождения. В ходе данных исследований разработана методика расчета устойчивости откосов, учитывающая разрушающее воздействие на откос объемных сил гидростатического взвешивания и гидродинамического давления поступающих в карьер через откосы грунтовых вод. Изложены правила построения линий депрессии грунтовой воды и скольжения отсека обрушения, а также определения сил гидростатического взвешивания и гидродинамического давления [4].

Программа GeoStudio, с использованием программного модуля SLOPE/W определяет коэффициент запаса устойчивости и строит критическую поверхность скольжения (призму обрушения) с использованием методов предельного равновесия. Поверхность скольжения рассматривается как круглоцилиндрической формы.

Программный комплекс GeoStudio позволяет оценивать устойчивость откосов уступов по заданному профилю. Необходимыми исходными данными являются характеристика горных пород, слагающих массив (объёмный вес [кН/м<sup>3</sup>], угол внутреннего трения [град.], сцепление [кПа]), а также геометрические параметры модели. Профили откосов уступов отстраиваются непосредственно в самой программе GeoStudio либо выполняются в среде AutoCad с последующим их экспортом в программу GeoStudio.

Модель уступа в программной среде GeoStudio с учетом дополнительной нагрузки создаваемой массой добывающего оборудования и иллюстрацией коэффициента запаса устойчивости имеет вид, представленный на рис. 1.

Плотностные и горнотехнические свойства исследуемого массива определялись с поправкой на коэффициент структурного ослабления, с учетом категории пород по трещиноватости, который был вычислен по эмпирической формуле ВНИМИ.

$$\lambda = \frac{1}{1 + a \cdot \ln(H / mp)}$$

где  $a$  – коэффициент, зависящий от породы и характера ее трещиноватости ( $a=0,5$ );

$H$  – высота откоса уступа, м;

$mp$  – интенсивность трещиноватости пород, м<sup>-1</sup> (соответствует категории пород по трещиноватости).

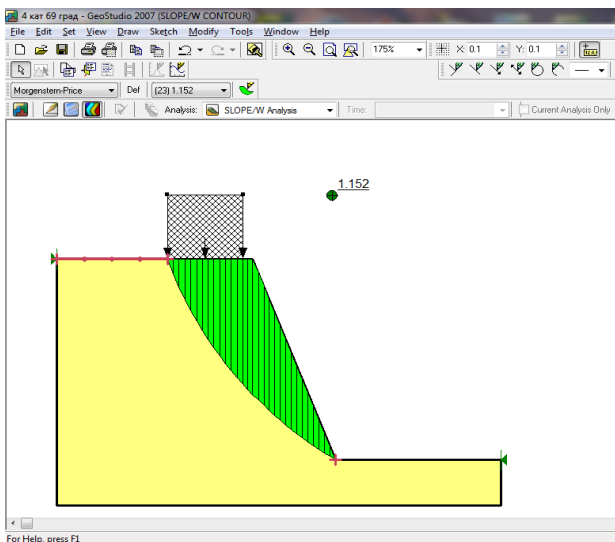


Рис. 1. Модель уступа в программной среде GeoStudio.

Исследование устойчивости с учета статической нагрузки от оборудования

Исследованиями установлены численные значения коэффициента структурного ослабления для уступов, сложенных различными горными породами (низкий и высокий мергель: 1 уступ и 2 уступ соответственно).

Таблица 1. - Коэффициент структурного ослабления

I уступ:

Категория пород по трещиноватости	Гтр, м <sup>-1</sup>	$\lambda_{7м}$	$\lambda_{8м}$	$\lambda_{9м}$	$\lambda_{10м}$
I	>10	0,32	0,31	0,31	0,3
II	2-10	0,43-0,32	0,42-0,31	0,41-0,31	0,4-0,3
III	1-2	0,51-0,43	0,49-0,42	0,48-0,41	0,46-0,4
IV	0,65-1	0,57-0,51	0,55-0,49	0,53-0,48	0,52-0,46
V	<0,65	0,57	0,55	0,53	0,52

II уступ:

Категория пород по трещиноватости	Гтр, м <sup>-1</sup>	$\lambda$
I	>10	0,27
II	2-10	0,35-0,27
III	1-2	0,39-0,35
IV	0,65-1	0,43-0,39
V	<0,65	0,43

Для учета всей совокупности факторов, влияющих на состояние устойчивости откосов уступов эксплуатируемых карьеров выполнены исследования с применением, так называемого метода плоского откоса, рекомендуемого Методическими указаниями ВНИМИ, являющихся нормативным документом по определению оптимальных углов откосов уступов, отвалов и бортов строящихся и эксплуатируемых карьеров.

Схема к расчету устойчивости уступа, нагруженного массой экскаватора, принята в соответствии с указанной выше методикой. В ходе исследований и выполненных вычислительных экспериментов использованы расчетные схемы, рекомендуемые методическими указаниями. В частности, схема к расчету устойчивости уступа, нагруженного массой экскаватора, имеет вид, представленный на рис. 2.

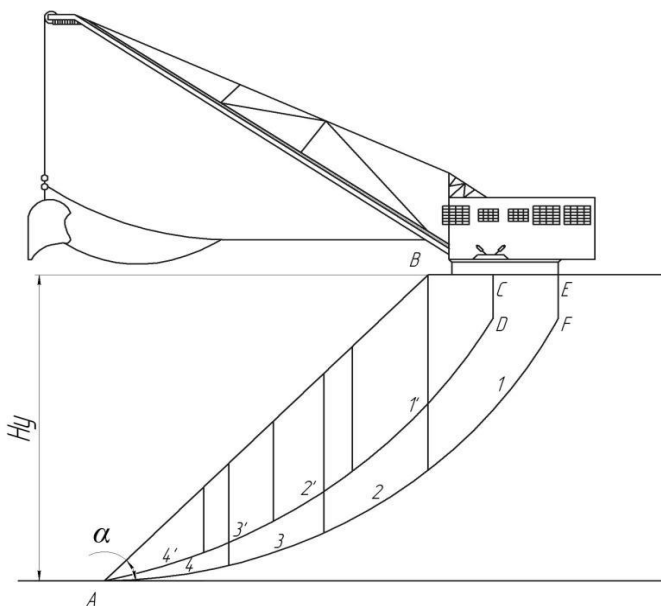


Рис. 2. Схема расчета устойчивости уступа, нагруженного массой ЭШ-6,5/45 ( $\alpha$  - угол откоса, определенный по графику плоского откоса)

По результатам исследований предлагаются рекомендации допустимых углов откосов рабочих уступов для условий эксплуатации действующих карьеров месторождения цементного сырья «Коммунарское», с учетом совокупного влияния горнотехнических и гидрогеологических факторов, имеющих место в настоящее время. В частности, для уступов высотой до 22 м, при разработке его драглайном ЭШ-6,5/45 (МЗШ -6,5/45),

нижним черпанием допустимые углы откосов достигают значений, представленных в нижеследующей табл. 2.

Таблица 2. Допустимые углы откосов рабочих уступов

Категория пород по трещиноватости	Гтр, м <sup>-1</sup>	Допустимый угол откоса уступа
I	>10	50 <sup>0</sup>
II	2-10	50 <sup>0</sup> -58 <sup>0</sup>
III	1-2	58 <sup>0</sup> -63 <sup>0</sup>
IV	0,65-1	63 <sup>0</sup> -68 <sup>0</sup>
V	<0,65	68 <sup>0</sup>

Рекомендациями учитываются плотностные свойства пород, слагающих уступы, их трещиноватость, статические и динамические нагрузки на откос от работы оборудования, применяемого при разработке месторождения, высота уступа.

#### Литература

1. Заключение о допустимых углах откосов Коммунарского карьера мергелей. - ВНИМИ. - 1978 г.
2. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. - ВНИМИ. - Ленинград, 1972.
3. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. - Недра. - Москва, 1965.
4. Халявкин Ф.Г., Оника С.Г., Марцинкевич В.С. Графоаналитический метод расчета устойчивости откосов с учетом сил фильтрации. – Горная механика №4, 2010 г.
5. GeoStudioTutorials.Includes student edition lessons. First edition. - May 2004, - 485с.

УДК 622.235

### **ВЛИЯНИЕ РАСПОЛОЖЕНИЯ ИНИЦИАТОРОВ В СКВАЖИНЕ НА ПРОРАБОТКУ ПОДОШВЫ УСТУПА И ДРОБЛЕНИЕ ГОРНОГО МАССИВА**

**Пеев А.М., Воробьев А.В.**

*Кременчугский национальный университет им. Михаила Остроградского, Украина*

*Приведены результаты экспериментальных исследований рационального расположения инициаторов в скважинах в условиях ПАО «Полтавский ГОК»*

Выполненные ранее теоретические и экспериментальные исследования [1, 2], позволили установить, что при смещении боевиков относительно оси в ближней зоне нормальные напряжения, действующие в тангенциальном направлении от оси заряда превышают аналогичные значения напряжений по сравнению с обычным иницированием. Проверка результатов данных исследований была проведена в условиях ПАО «Полтавский

ГОК». В настоящее время на разрабатываются три группы полезных ископаемых: основные полезные ископаемые, представленные разнообразными текстурно-минералогическими и технологическими типами железистых кварцитов, принадлежащих Горишне-Плавнинскому и Лавриковскому месторождениям; сопутствующие нерудные материалы из вмещающих и боковых скальных пород (амфиболиты, сланцы, безрудные роговики, плагиограниты); сопутствующие нерудные материалы из вскрышных рыхлых пород кайнозоя (пески, мергельные глины, суглинки). Средняя мощность кварцитов на Лавриковском участке составляет 78 м, на Горишне-Плавнинском – 160 м, длина залежи в пределах обоих участков составляет 7,5 км. Коэффициент крепости по шкале проф. Протодяконова равен 15 – 20. Среднее содержание железа общего в магнетитовых кварцитах изменяется в пределах 26 – 36 %, а железа, связанного с магнетитом – от 16 до 38 %.

При проведении промышленных экспериментов основное внимание было уделено анализу влияния количества боевиков и их расположения на интенсивность взрывного дробления горной породы. Эффективность разрушения оценивали гранулометрическим составом с помощью фотопламетрического метода. Параметры буровзрывных работ (БВР): глубина скважин – 14 м, диаметр скважин – 250 мм, сетка скважин 6х6 м, взрывчатое вещество (ВВ) – граммонит 79/21. Боевики располагали со смещением относительно вертикальной оси скважины.

Анализ результатов проведенных экспериментов (табл. 1.) показал, что количество и расположение боевиков относительно оси скважины существенно влияет на интенсивность взрывного разрушения горных пород.

Так при трех смещенных боевиках диаметр среднего куска уменьшается на 10,1 %, при 5-ти – на 17 %, при 7-ми – на 22 % (по сравнению с обычным инициированием). При этом увеличивается выход мелких фракций, поэтому данный метод наиболее рационально использовать при инициировании скважинных зарядов на железорудных карьерах.

Проведенные теоретические и лабораторные исследования позволили установить, что для усиления процесса развития поперечных трещин, проходящих на уровне дна скважин, боевики следует смещать относительно оси заряда таким образом, чтобы встреча детонационных волн, распространяющихся по ВВ, происходила на линии сопряжения дна и стенок скважины, где находится естественный концентратор напряжений. За счет этого улучшается проработка подошвы по сравнению с обычным инициированием. Для проверки эффективности предложенного метода в промышленных условиях были проведены опытные взрывы.



Таблица 1. - Влияние пространственного расположения боевиков в заряде на интенсивность взрывного разрушения пород

Участок	Кол-во боевиков, шт	Процентное содержание фракций, мм						Диаметр среднего куска, мм
		0-100	100-200	200-400	400-600	600-800	>800	
Контрольный	2	6,4	28,3	30,8	21,6	11,7	1,2	336
Опытный (инициаторы вдоль оси)	3	8,7	30,6	29,4	20,5	10,8	-	306
	5	10,1	32,4	30,6	20,6	6,3	-	293
	7	11,6	31,8	32,9	18,4	5,3	-	281
Опытный (инициаторы смещены)	3	9,2	31,3	30,4	19,1	9,2	-	302
	5	12,3	33,8	29,5	18,3	6,1	-	279
	7	14,3	36,2	28,3	16,1	5,1	-	262

После уборки горной массы на данном блоке маркшейдерская группа выполняла геодезическую съемку. Анализ полученных результатов показал, что использование конструкции заряда, инициируемого снизу тремя смещенными от оси боевиками, приводит к занижению подошвы уступа на 50 см (по сравнению с контрольным участком, на котором использовали заряды с обычным инициированием).

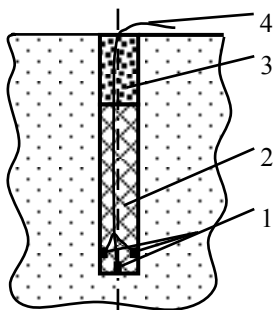


Рис. 1 Конструкция заряда:  
1 – боевики; 2 – ВВ; 3 – забойка;  
4 – детонационный шнур

Параметры БВР оставались такие, как и в предыдущей серии экспериментов. Промышленные исследования проводились методом сравнительных взрывов скважинных зарядов с обычным расположением боевиков (3 боевика расположены на оси скважины) и со смещением относительно оси трех боевиков (рис. 1), взрывааемых на одном блоке. Критерием оценки эффективности исследуемых конструкций являлось качество проработки подошвы уступа.

Таким образом, смещение боевиков от оси заряда и расположение

их в донной части таким образом, чтобы обеспечивалось направленное воздействие детонационных волн в зоне сопряжения дна и стенок скважины приводит к улучшению качества взорванной горной массы и улучшению проработки подошвы уступа.

Литература

1. Воробьев В.В., Славко Г.В., Пеев А.М. Теоретический анализ влияния способа инициирования скважинного заряда на величину радиальных смещений среды в зоне перебура // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету. – Кременчук: КДПУ, 2005. – Вип. 1/2005 (30). – С. 99 – 102.
2. Пеев А.М., Воробьев А.В. Влияние расположения инициаторов в шпуре на развитие процесса трещинообразования в твердой среде // «Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики» – 8-я Международная техническая конференция по проблемам горной промышленности, строительства и энергетики. – Тула, 2012. – С. 93 – 95.

УДК 622.27

## **ПЕРСПЕКТИВЫ ПОДДЕРЖАНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ МОЩНОСТЕЙ ШАХТ И КАРЬЕРОВ КРИВБАССА**

**Андреев Б.Н., Письменный С.В., Бровко Д.В.**

*ГВУЗ "Криворожский национальный университет", Украина*

*Рассмотрены проблемы поддержания производственных мощностей горнодобывающих предприятий Криворожского железорудного бассейна с учетом состояния горных работ и наличия горнокапитальных объектов. Предложены варианты технологической транспортной системы "карьер-шахта" при разработке месторождений комбинированным открыто-подземным способом, а также усовершенствована классификация способов комбинированной разработки.*

Запасы железных руд Криворожского региона, разведанные до глубины 1500 м составляют 43,0 млрд.т. Из них природно-богатых руд около 40-45 %, природно-бедных – магнетитовых кварцитов – 55-60 %. В настоящее время добыча природно-богатых руд осуществляется подземным способом на глубине 1135-1315 м, природно-бедных – открытым и подземным способами на глубинах соответственно 275-400 и 527 м. При современном уровне развития техники и технологий горных работ предельная глубина разработки для карьеров Кривбасса составляет 500 м, для шахт – 1700 м, откуда следует, что период в течение которого горнодобывающие предприятия Криворожского бассейна достигнут указанных глубин составляет 20-35 лет [1].

Вместе с тем, в недрах остаются значительные объемы железорудного сырья. Согласно данным геологической разведки, только перспективные для подземных горных работ (ПГР) запасы магнетитовых кварцитов,

находящиеся за пределами границ открытой разработки составляют около 12,7 млрд. т. Из них в горных отводах ныне действующих шахт – 3,5 млрд. т.

Дальнейшее успешное функционирование горнодобывающих предприятий возможно в результате изменения технологии добычи руды. На открытых горных работах (ОГР) – путем внедрения комбинированного открыто-подземного способа разработки, на подземных горных работах – за счет перехода на вторую ступень вскрытия или попутную добычу природно-бедных руд. Актуальной проблемой для существующих горнодобывающих предприятий также является разработка современных технологий вовлечения запасов находящихся за пределами границ ОГР и ПГР с использованием действующих поверхностных комплексов зданий и сооружений. Приступить к разработке запасов магнетитовых кварцитов, находящиеся за пределами границ ОГР возможно с использованием комбинированного открыто-подземного способа с транспортной системой "карьер-шахта". В этом случае горные работы следует вести с соблюдением принципов взаимоувязки основных технологических операций и горно-транспортных потоков ПГР и ОГР, что позволит повысить интенсивность отработки месторождения, поддержать ее на стабильном уровне по мере углубления карьера, а также обеспечить постепенный переход к дальнейшей разработке запасов ПГР. С учетом сказанного была усовершенствована классификация способов комбинированной открыто-подземной разработки месторождений, предложенная проф. Щелкановым В.А. [2] (табл. 1).

Схемы комбинированной открыто-подземной отработки запасов участков ПГР с подземным транспортным комплексом системы "карьер-шахта" представлены на рис. 1.

Анализируя схемы, приведенные на рис. 1 видно, что в технологический комплекс "карьер-шахта" включаются следующие элементы подземной технологии: на стадии отработки запасов – использование высокопроизводительных систем разработки с обрушением руды и налегающих; на стадии доставки и погрузки руды – использование высокопроизводительных и безопасных (за счет исключения операций по ликвидации завесаний) вариантов выпуска с экскаваторной погрузкой руды непосредственно в транспортные средства (подземные автосамосвалы) или с применением погрузочно-доставочных машин в звене технологической цепочки выпускное отверстие – аккумулирующий рудоспуск; на стадии транспортирования руды и выдачи ее на поверхность – использование концентрационных горизонтов с высокопроизводительной электровозной откаткой от погрузочных пунктов под аккумулирующими рудоспусками и вертикального подъема, или самоходной автотранспортной техники с выдачей руды по штольням открыто-подземного транспортного комплекса на перегрузочные склады в карьере.

Таблица 1- Классификация способов комбинированной разработки месторождений с учетом транспортной системы "карьер-шахта"

Схема, рис.1	Совмещение ОГР и ПРГ	Характеристика	
		технологической взаимосвязи	транспортной системы "карьер-шахта"
а)	Без совмещения работ	Горные работы непосредственно не связаны	Отсутствует
б)	С полным совмещением и одновременным ведением открытых и подземных работ	Горные работы взаимосвязаны отдельными элементами технологии	Реверсивная
в)	С полным совмещением и одновременным ведением открытых и подземных работ	Горные работы взаимосвязаны отдельными элементами технологии	Комбинированная
г)	С полным или частичным совмещением и одновременным ведением открытых и подземных работ	Горные работы взаимосвязаны отдельными элементами технологии	Прямая

При данных схемах, карьерное пространство и ствол шахты объединяются выработками подземного транспортного комплекса на концентрационном горизонте с оставлением охранного целика. Предложенная классификация упрощает выбор транспортной системы "карьер-шахта" при отработке разработки запасов находящиеся за пределами границ ОГР комбинированным открыто-подземным способом.

На подземных горных работах, после отработки запасов природно-богатых руд первой ступенью вскрытия до глубины 1700 м, необходимо строительство второй ступени вскрытия для выемки запасов распространяющихся до глубины 2200 м, что повлечет за собой значительных капитальных вложений. Уменьшить капитальные вложения на период реконструкции шахт и поддержать производственную их мощность возможно путем добычи природно-бедных руд (магнетитовые кварциты) или сопутствующего минерального сырья (тальк и др.).

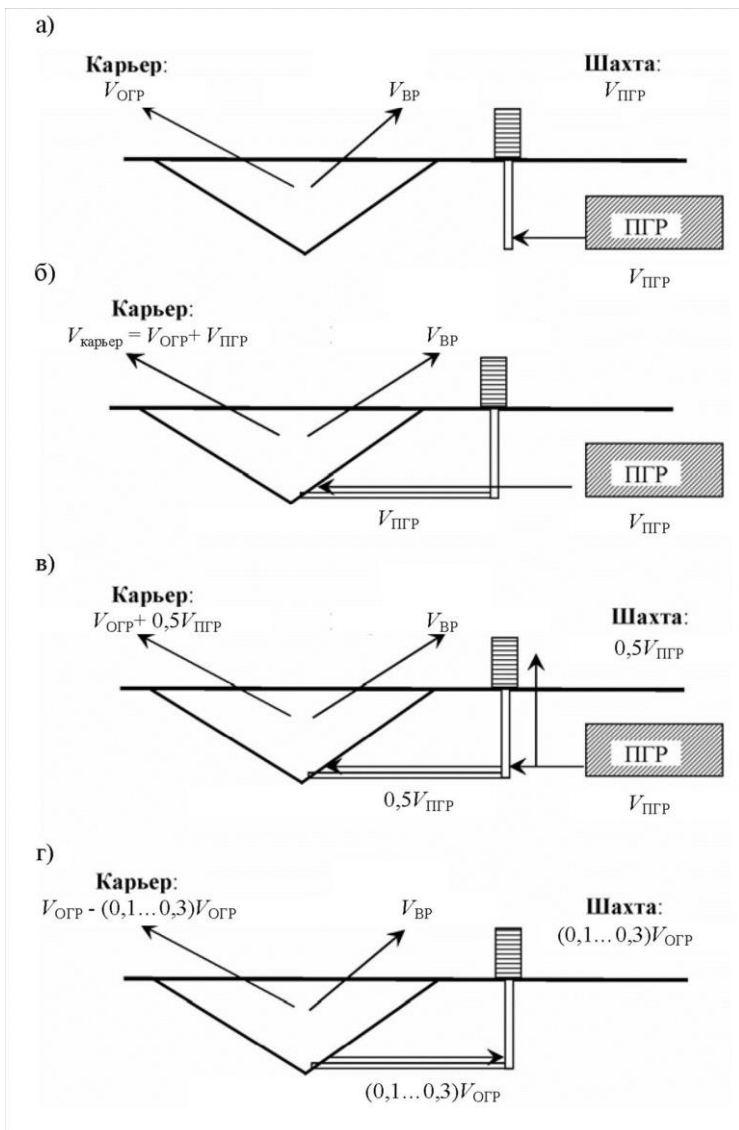


Рис. 1. Технологические транспортные схемы комбинированной открыто-подземной отработки месторождений:  
 $V_{\text{ОГР}}$ ,  $V_{\text{ПГР}}$  – годовая производительность соответственно открытых и подземных горных работ;  $V_{\text{ВР}}$  – объем вскрышных работ.

На период реконструкции шахты добычу природно-бедных руд целесообразно вести в пределах данного шахтного поля на вышележащих горизонтах, с объединением шахтных полей и созданием единой подземно-транспортной системы (рис. 2).

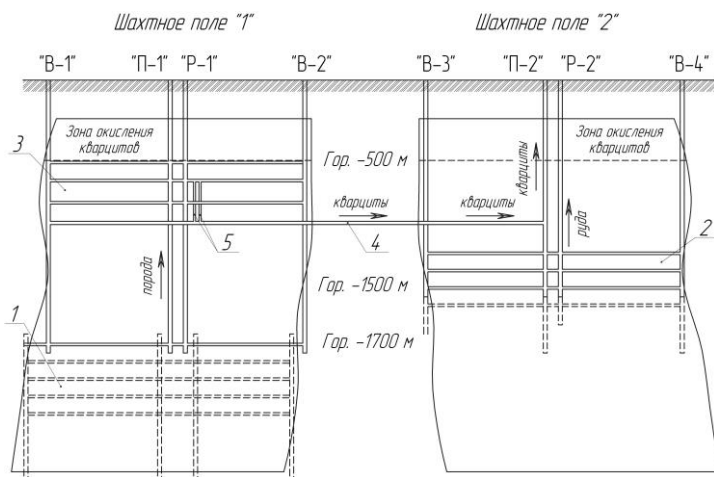


Рис. 2. Принципиальная схема обработки месторождения:

- 1 – участок второй ступени вскрытия отработки богатых руд;  
 2 – участок отработки богатых руд; 3 – участок отработки магнетитовых кварцитов; 4 – транспортная выработка единой подземно-транспортной системы; 5 – перепускные восстающие.

Сущность предложенной схемы заключается в следующем, добытая горная масса с вышележащих горизонтов шахтного поля "1", перепускается по рудосвалочным восстающим на нижележащий концентрационный горизонт, соответствующий основному откаточному горизонту шахтного поля "2" и транспортируется по единой подземно-транспортной выработке к стволу "П-2", где она перегружается и выдается на дневную поверхность.

Единая подземно-транспортная система включает в себя следующие способы транспортирования добытой горной массы с помощью думпкар, конвейера и автомобильного транспорта. Выбор способа транспортирования зависит от длины подземно-транспортной выработки. При длине транспортирования горной массы до 3,5 км целесообразно применять подземные электровозы с думпкарами грузоподъемностью 50 т, когда длина транспортирования до 1,0 км – ленточным конвейером, а с длиной доставки до 5,0 км подземными автосамосвалами грузоподъемностью 40 или 50 т. Следует учесть, что выдача природно-богатых руд с шахтного поля "2" на

дневную поверхность осуществляется с помощью вертикального ствола "Р-2". Для успешного функционирования горного предприятия годовая производительность природно-богатых руд должна составлять около 1,5 - 2,5 млн.т, а природно-бедных – не менее 5,0 млн.т.

В процессе добычи природно-бедных руд в шахтном поле "1" параллельно выполняются горные работы по строительству второй ступени вскрытия и последовательной замены подъемных машин в стволах "Р-1" и "П-1".

На основании вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. Применение комбинированной открыто-подземной разработки магнетитовых кварцитов с транспортной системой "карьер-шахта" позволит повысить интенсивность отработки месторождения, поддержать ее на стабильном уровне по мере углубления карьера, а также обеспечить постепенный переход к дальнейшей разработке запасов ППР.

2. Создание единой подземно-транспортной системы в период реконструкции подземного рудника позволит успешно функционировать горному предприятию без снижения годовой производительности и временного выбывания добычной единицы.

3. Необходима разработка методик расчета риска аварии и безопасного остаточного ресурса зданий и сооружений, взаимосвязанных с процедурами оценки и регулирования уровня конструкционной безопасности эксплуатируемых зданий и сооружений поверхности, находящихся в эксплуатации 20 и более лет.

Литература

1. Комплексная разработка рудных месторождений /А.Д.Черных, В.А.Колосов, О.С.Брюховецкий, Б.Н. Андреев и др: Под ред. А.Д.Черных. – К.: Техніка, 2005.-376 с.
2. Щелканов В.А. Комбинированная разработка рудных месторождений.- М.: Недра,1974.-232с.

УДК 622.73:621.926

## **РАЦИОНАЛИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ СИЛЬВИНИТОВЫХ РУД**

<sup>1</sup> Плескунова Г.В., <sup>2</sup> Хорева С.А.

<sup>1</sup> ОАО «Беларуськалий», г. Солигорск,

<sup>2</sup> Белорусский национальный технический университет, г. Минск

*Калийные предприятия по технологии являются производствами замкнутого цикла. Однако хранение на поверхности земли в больших количествах и на значительных площадях галитовых отходов приводит к образованию избыточных насыщенных по NaCl рассолов, загрязняющих окружающую среду. Для решения проблем, связанных с производством калийных удобрений, предлагается расположить часть корпусов обогатительной фабрики под землей.*

Открытое акционерное общество "Беларуськалий" - один из крупнейших в мире производитель и поставщик калийных минеральных удобрений. Функционирует уже 55 лет на базе Старобинского месторождения калийных солей.

Калийные руды являются основным сырьем для производства калийных и комплексных удобрений, а также других химических веществ. Калий, в основном, представлен минералом сильвин (KCl), породообразующий минерал – галит (NaCl) с примесями карналлита, ангидрита и силикатно-карбонатных материалов.

Переработка калийных руд началась в XIX века в Страсбурге методом термического выщелачивания с последующей кристаллизацией калийных солей из насыщенных солевых растворов (*галургический метод*). Известны также флотационный, гидротермический, гравитационный и электростатические способы обогащения руды. Однако, среди способов обогащения главное место занимают механический (флотация) и химический (метод галургии).

Добываемая руда Старобинского месторождения имеет относительно невысокое содержание полезного компонента (хлористого калия), в среднем от 20 до 30 %. Это определяет и образование значительного количества отходов при обогащении руды. Ежегодно, при существующем объеме производства в ОАО «Беларуськалий», образуется 23-24 млн. т. галитовых отходов и более 2,5 млн. т. глинисто-солевых шламов, для складирования которых отведено под солеотвалы и шламохранилища свыше 1,9 тыс. га земель. В настоящее время общее количество складированных в солеотвалах и шламохранилищах отходов превышает 850 млн. т.

Таблица. Переработка руды ОАО «Беларуськалий» за 2012 год

Наименование показателей	Единицы измерения	Флотация	Галургия
Переработка руды в натуре	тысячи тонн	24 884	9 159
Валовый выпуск конта в натуре	тысячи тонн	5 727	2 221
Галитовые отходы	тысячи тонн	16 881	6 138
Шламы (твердая фаза)	тысячи тонн	1 695	799

Основные экологические проблемы, связанные с добычей и обогащением калия следующие:

- Образование мульды на земной поверхности после подработки, что приводит к заболачиванию территорий. Подобный процесс наблюдается на 50 % площади шахтных полей, что составит на конец отработки около 5800 га, потенциально пахотных земель.



- Отчуждение земель (для ОАО «Беларуськалий» свыше 1,9 тыс. га земель) непосредственно под солеотвалы и шламохранилища.

- Засоление водных и земельных ресурсов, не только на площади выделенной под солеотвалы и шламохранилища, но и на прилегающих территориях.

- Губительное влияние на растительный и животный мир промышленного региона. Засоленные подземные воды превращают пахотную землю в безжизненный солончак за 1-2 года.

Важно отметить технические и технологические проблемы, связанные с применяемыми способами добычи и обогащения руды:

- Добываемая руда имеет относительно невысокое содержание полезного компонента, в среднем от 20 до 30 %, что существенным образом увеличивает затраты на транспортировку и выдачу руды на поверхность.

- Зависимость процесса обогащения от изменяющихся климатических условий на поверхности;

- Невозможность использования полученных на поверхности хвостов обогащения как закладочного материала при длинностолбовой системе разработки.

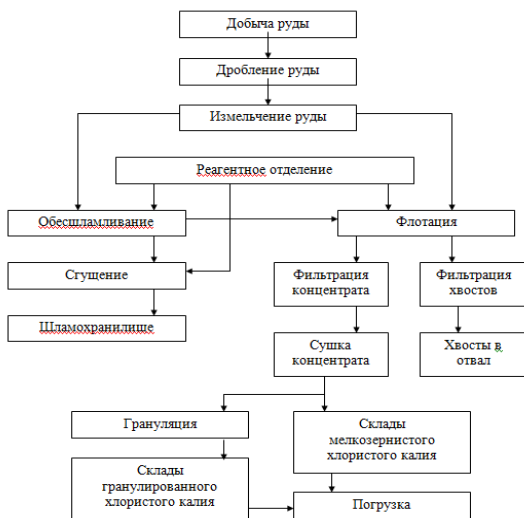


Рис. 1. Схема производства хлористого калия флотационным способом.

Обогатительные фабрики ОАО «Беларуськалий» располагаются на поверхности, этот способ известен и распространен. Данное расположение предполагает доставку полезного ископаемого разрабатываемого горизонта на поверхность вместе с пустой породой содержащейся в необогащенной руде.

Перечень операций технологического процесса:

- дробление добываемой руды до крупности менее 10 мм с предварительным грохочением;
- измельчение дробленной руды до фракций 1,0-1,1 мм с предварительной и поверочной классификациями;
- обесшламливание питания сильвиновой флотации в пять стадий;
- сгущение шламовых отходов, удаление и складирование их в шламохранилище;
- сильвиновая флотация (основная, контрольная и две пересчетные);
- обезвоживание галитовых хвостов сильвиновой флотации;
- удаление и складирование галитовых хвостов в солеотвалы;
- первая стадия обезвоживания сильвинового флотационного концентрата;
- выщелачивание из флотационного сильвинового концентрата хлорида натрия и вторая стадия обезвоживания концентрата;
- сушка сильвинового концентрата;
- гранулирование мелкого концентрата и обработка его смесью амина и гидрофобизатора;
- пневмокласификация мелкого концентрата и обработка его реагентами-антислеживателем и пылеподавателем;
- складирование полуфабрикатов калия хлористого мелкого и гранулированного;
- отгрузка готовой продукции.

Для решения вышеперечисленных проблем, предлагается разместить некоторые корпуса обогатительной фабрики в специально сконструированные выработки околоствольного двора.

Доставка необогащенной руды осуществляется тем же конвейерным транспортом, что и в стандартной схеме, но не до комплексов загрузки в скипы, а до первого корпуса фабрики – отделения дробления.

Далее, следующий корпус, который мы размещаем в околоствольном дворе, является корпус обесшламливания по аналогии с представленной выше стандартной поверхностной схемой. В данном корпусе происходит процесс отделения глинисто-солевых шламов от основного сырья и пульпа с хвостами выдается по трубопроводу на поверхность, где происходит процесс осаждения по стандартной схеме. Высвобожденный маточный раствор по трубопроводу возвращается в производственный цикл.

Следующий и основной корпус ПОФ – это корпус флотации, который также размещен в околоствольном дворе. На выходе из данного корпуса мы получаем два продукта в виде пульпы. Это непосредственно КС1, смешанный с маточником и галит также смешанный с маточником.

Пульпа с КС1 по трубопроводу по аналогии со шламами выдается на поверхность в корпуса сушки и грануляции. Высвобожденный маточник подается обратно в технологический цикл.

Пульпа же с галитом по трубопроводу подается на добычной участок, где происходит процесс обезвоживания и полученный продукт роторными или ленточными метателями закладывается в выработанное пространство по стандартной наработанной в ОАО «Беларуськалий» схеме. Высвобожденный маточник возвращается по обратному трубопроводу в основной цикл.

Таким образом, в результате применения предложенного решения мы получаем следующие преимущества перед традиционной схемой:

1. Избавляемся от необходимости размещения солеотвалов на поверхности, и соответственно решаем проблемы отчуждения и засоления земель и грунтовых вод, что в значительной мере снизит экологическую нагрузку на регион.

2. Сокращаем расходы на транспортировку и выдачу добытой руды на поверхность, так как не поднимаем пустую породу (70-80 % от общего количества руды) и заменяем дорогостоящий скиповой подъем на пульпопроводы.

3. Получаем возможность широкого применения систем разработки с частичной закладкой выработанного пространства и, как следствие, плавным опусканием кровли, так как имеем в распоряжении большое количество закладочного материала. В результате сокращаем до минимума образование мульд на поверхности и заболачивания пахотных земель.

4. Минимизируем зависимость процесса обогащения от изменяющихся климатических условий.

Кроме того, применение данной разработки существенно уменьшит себестоимость конечного продукта за счет сокращения затрат на транспортировку руды, утилизацию отходов и снижение экологических налогов. Как следствие, предложенный способ разработки может повысить конкурентоспособность предприятия в сложных условиях рынка.

#### Литература

1. Вишняк Б.А., Поздеев А.А., Турко М.Р. Технология обогащения и автоматизации процессов калийных флотационных фабрик: монография – Пермь: изд. ПНИПУ, 2011 – 240с.
2. Результаты исследовательских работ по совершенствованию флотационного способа обогащения калийных руд Старобинского месторождения / Турко М. Р., Махлянкин И. Б., Подлесная З.С., Зеленкина В.Г. // Совершенствование процессов обогащения калийной промышленности: сб. науч. тр. / работ / ВНИИГ. – Ленинград, 1974.
3. Титков, С.Н. Обогащение калийных руд / С.Н. Титков, А.И. Мамедов, Е.И. Соловьев; М.: Недра, 1982. – 216с.

УДК 553(076.5)(075.8)

**АКТУАЛЬНОСТЬ НАУЧНОГО НАПРАВЛЕНИЯ  
«БИОФИЗИКА ГОРНЫХ ПОРОД»**

**Поликарпова Н.Н.**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск*

*Эволюционное единство развития биотических и абиотических систем, аналогии в уровнях организации вещества, физических полей и других характеристик позволяют предполагать о глубокой еще недостаточно изученной их взаимосвязи. Живые организмы в своём существовании и развитии находятся в непрерывном вещественном и энергоинформационном взаимодействии с геосферой. Механизмы этого взаимодействия действуют на различных иерархических уровнях. «Биофизика горных пород» ставит своей целью изучение процессов взаимодействия геологических и биологических систем на уровне горных пород и минералов.*

Каждая эпоха рождает свой тип мировоззрения. Новые знания и новый опыт постоянно вносят свой вклад в науку, и идет непрерывный процесс развития познания человеком существующей реальности. Но бывают революционные периоды в развитии науки, которые характеризуются перестройкой концептуальных основ. Выживание человечества в сложившихся условиях экологического кризиса требует иного типа взаимоотношений между человеком и сферой его обитания и, следовательно, новых научных и образовательных концептуальных подходов. «У человечества нет иного выхода из экологического тупика истории (в форме первой фазы Глобальной Экологической Катастрофы) кроме перехода на стратегию ноосферной (ноос греч. разум) гармоничной социоприродной эволюции...» - пишет известный русский теоретик А.И.Субетто [ 1].

Формирование «Ноосферизма» как новой парадигмы XXI века базируется на синтезе наук - междисциплинарном объединении знаний. Становлению новой естественнонаучной парадигмы способствуют перемены, произошедшие в общем подходе естествоиспытателей к изучению природы обусловленные пониманием, что обособленное исследование явлений и процессов природы с позиций отдельных научных дисциплин оказывается неадекватным (например, проблема биосферно-геосферной эволюции). Поэтому в науку все шире проникают идеи холистического, или целостного, подхода к изучению природы, которые в наше время сформировались в системный метод ее изучения. Особо плодотворным этот метод зарекомендовал себя на стыке геологии и биологии. Результаты такого подхода незамедлительно сказались при исследовании общих проблем взаимодействия биотических, и абиотических физических систем и сформировались новые научные направления, среди которых особое место занимает экологическая геология.

Извлечение из недр литосферы огромного количества различных пород сопровождается ростом экзогенной и эндогенной техногенной «каверзости». Особенно опасной считается тенденция увеличения мезо- и макропористости. Вследствие возрастания пористости литосферы снижаются параметры физико-механической прочности грунтов, их устойчивости к нагрузкам. Многие регионы литосферы превратились в «ноздреватую губку» под влиянием подземной техногенной денудации. Повышенная «хрупкость» литосферы сопряжена с локальными критическими и катастрофическими последствиями. Интенсивно псевдокарст проявляется в районах разработки полезных ископаемых. С эндогенной каверзностью литосферы связана также тенденция активизации техногенных землетрясений.

Экстенсивное развитие промышленности во второй половине двадцатого века привело к интенсивному накоплению в приповерхностной части литосферы химических элементов в концентрациях опасных для среды существования живых организмов. Литосфера является материальной основой биосферы – сферы живого вещества. На ней формируются почвы, ландшафты, растительные и животные сообщества. В некотором смысле литосфера выступает как творящее начало биосферы. В настоящее время литосфера все больше изменяется в процессе человеческой деятельности и включается в техносферу (часть геосферы, затронутой техногенезом). Вследствие сложившихся условий происходит беспрецедентное нарушение состояния биосферы, характеризующееся, прежде всего вымиранием многих биологических видов.

Решение проявившихся экологических проблем требует новых научных подходов. Экологическая геология является одним из них. Экологическая геология базируется на синтезе геологических и экологических знаний, (Трофимов, Зилинг, 2000; 2002) [2]. При этом не существует окончательно выработанной терминологии в обозначении экологического направления геологии, также как и нет четких границ этого научного раздела. Экологическая геология находится на этапе становления. Она стоит на позициях биоцентризма, при этом предполагается всесторонний учет всех видов воздействия человека на геологическую среду и влияния геологической среды на биоту. Такой подход обуславливает сложную структуру этого научного направления. По Абалакову А.Д. [3] экологическая геология включает в себя следующие разделы:

- общая экологическая геология,
- региональная экологическая геология,
- экологическая геоморфология,
- историческая экологическая геология,
- экология фациальная,
- историческая экологическая геология (палеогеография),

- социально-экологическая геология,
- ландшафтно-экологическая геология,
- прикладная экологическая геология,
- экологическая петрология,
- экологическая геодинамика,
- экология формирования месторождений полезных ископаемых,
- экология добычи (разработки) полезных ископаемых.,
- инженерная экологическая геология,
- экологическая гидрогеология,
- экологическая геофизика,
- эколого-геологическое ресурсоведение,
- правовая экологическая геология
- эколого-геологическая картография,
- дистанционная экологическая геология,
- геоинформационная экологическая геология.

При этом каждое направление имеет собственный научный базис, специфику методологических и методических приемов, различную степень развития, однако все они направлены на изучение экологических аспектов геосферы.

В настоящее время в мировой практике экологический аспект выходит на передний план во всех видах научной и образовательной деятельности. Особое внимание уделяется экологической подготовке молодых специалистов. В России решение этих вопросов связывается с внедрением в образовательный и воспитательный процесс ноосферной концепции. Ведущие ВУЗы РФ вводят в образовательный процесс специальные дисциплины под названием «Геоэкология», «Геологическая экология» «Экологическая геология» и др. В структуре экологической геологии выделяются следующие основные направления её изучения: геодинамическое, гидрогеологическое, геохимическое, геофизическое, петрологическое.

На кафедре «Горные работы» БНТУ в рамках геоэкологии разрабатывается направление, обозначенное как «Биофизика горных пород», которое в качестве базисных основ использует современные мировоззренческие, теоретические и методологические разработки. Предметом ее изучения являются физические процессы взаимодействия между минеральными и биологическими компонентами биосферы на уровне горных пород и минералов, а также явления, которые характеризуют минеральные системы, как особые формы жизнепроявления.

Верхняя оболочка планеты Земля в целом (литосфера) и слагающие ее компоненты (горные породы и минералы), их расплавы (магмы), подземные воды и газы оказывают огромное влияние на существование и развитие живого мира и человеческого общества. По утверждению В. И.

Вернадского, филогенез живых организмов напрямую связан с катастрофическими явлениями в природе [4, 5]. Приобретенная в результате эволюции способность организмов к приему предвестников катастрофических явлений и связанная с ней максимальная мобилизация буферных (защитных) систем, лежит в основе их жизнеспособности в последующих за тем резких изменениях в природе. Таким образом, литосфера является базисным фактором в развитии биосферы. В свою очередь, живые организмы и их системы оказывают обратное воздействие на геологическую среду. В своем фундаментальном труде «Биосфера» В. И. Вернадский выявил геологическую роль живых организмов и показал, что их деятельность представляет собой важнейший фактор преобразования минеральных оболочек планеты [4].

В настоящее время фактически признается наличие, коэволюции геосферы и биосферы, т.е. их взаимозависимое развития. Литосфера и все компоненты ее иерархической организации существуют и развиваются совместно с биосферой на протяжении более 3,5 млрд лет. Многочисленные исследования, открытия в области геологии, геофизики, геохимии, биологических наук показали, что имеются разнообразные аналогии между живой и неживой природой. Да и сама грань между ними, по заключению биолога А.И. Опарина [6, 7], является условной, поскольку жизнь нельзя охарактеризовать какими-то определенными свойствами, а лишь особенной специфической комбинацией этих свойств. По современным представлениям для существования жизни необходимы три главных условия: обмен веществом, способность к самовоспроизведению и мутабельность. Аналогии, подтверждающие общность биологических и геологических систем многочисленны: в уровнях организации вещества (органелла – минералы, организмы – горные породы, биоциноз – планета Земля); кристаллизационные процессы; обменные процессы; жидкостные системы; движение как функция активной деятельности; самоорганизующиеся процессы; бактериальные процессы; энергетические процессы; гомеостаз; неоднородность; генетические функции; морфологические особенности; развитие индивидов и видов; старение; ускорение обменных процессов в присутствии нейтральных веществ; физические поля; эволюционное развитие.

Историко-генетическое сходство биотической и абиотической систем, аналогии в уровнях организации вещества, физических полей и других характеристик позволяют предполагать о глубокой еще недостаточно изученной взаимосвязи двух миров природы. Ее деформация может привести к серьезным экологическим последствиям. Биосфера уподобляется суперорганизму, в котором все составляющие находятся в функциональной взаимозависимости. Знаменитый ученый и философ Пифагор учил, что в природе нет ничего лишнего, все живое и неживое находится в родстве и влияет друг на друга. Все составляющие биосферы связаны общно-

стью энергии и питательных веществ. Питательные вещества первоначально происходят из абиотического компонента системы, в который, в конце концов, и возвращаются либо в качестве отходов жизнедеятельности, либо после гибели и разрушения организмов, т.е. происходит циркуляция веществ между атмосферой, гидросферой, литосферой и живыми организмами. Такие круговороты называются биогеохимическими циклами. Один из основных биогенных элементов – азот в виде атомов содержится в атмосфере и составляет 80% от общей массы её газообразных компонентов.

При электрических разрядах он переходит в пригодную для использования организмами форму, оксидов азота. Часть азота из газовой фазы в аммиачную форму синтезируется азотфиксирующими бактериями. Другие хемосинтезирующие бактерии переводят аммиак последовательно в нитриты и нитраты, наиболее эффективную форму для усвоения растениями. Биологическая фиксация азота на суше составляет около  $1 \text{ г/м}^2$ . После отмирания организмов гнилостные бактерии разлагают азотсодержащие соединения до аммиака, который частично уходит в атмосферу, но в основной массе окисляется до нитритов и нитратов и вновь используется. Некоторое количество соединений азота фиксируется в глубоководных отложениях и на миллионы лет выходит из круговорота. Эти потери компенсируются поступлением азота в атмосферу с вулканическими газами.

Другим жизненно важным элементом, входящим в состав белков, является сера. В виде минералов класса сульфидов она входит в состав руд на суше, а также глубоководных отложений. В доступную для усвоения растворимую форму эти соединения переводятся хемосинтезирующими бактериями, способными получать энергию путём окисления восстановленных соединений серы. В результате образуются сульфаты, которые используются растениями. Глубоко залегающие сульфаты вовлекаются в круговорот другой группой микроорганизмов, восстанавливающих сульфаты до сероводорода. Источником фосфора – основного компонента энергетического субстрата живых организмов – трифосфата, служат залежи апатита и фосфоритов. Вследствие вымывания фосфора из горных пород он попадает в речные системы и частично используется растениями, а частью уносится в море, где оседает в глубоководных отложениях. Благодаря лову рыбы часть фосфора возвращается на сушу в небольших размерах (около 60 тыс. т. элементарного фосфора в год).

В процессе биогенного кругооборота вещества мельчайшие микроорганизмы, стоящие в самом начале пищевой цепи, играют колоссальную роль в переводе химических элементов из абиотического состояния в организменное. Исследование скальных пород, находящихся на дне Атлантического и Тихого океанов, которое проводилось в рамках программы



Ocean Drilling Program (ODP), [8] показало, что микробы "проедают" целые ходы в подводных породах, которые выглядят как след проползавших червей. Образцы пород, извлеченные с глубин, доходящих до 6 километров, были исследованы с помощью сканирующего электронного микроскопа (онлайн журнал Geochemistry, Geophysics, Geosystems). Результаты исследования показали, что потребление микроорганизмами минералов, слагающих скальные породы, является широко распространенным процессом, происходящим практически на всех морских глубинах. В процессе своей жизнедеятельности бактерии, разрушая породу и используя выделяющуюся, энергию, высвобождают разнообразные минеральные вещества и обеспечивают их поступление в состав океанических вод. По мнению исследователей, этот процесс имеет глобальный характер и обеспечивает планетарные циклы обмена веществ, и в частности углерода, во многом определяющий земной климат. Предполагается также, что деятельность таких микроорганизмов в прошлом могла значительно изменить состав земной атмосферы и ход эволюции, предопределив появление более сложных форм жизни. Это открытие существенно меняет представление о земной биосфере, поскольку предполагает, что основная масса живых существ находится на дне морей, скрытая в скальных породах, а не живет на суше или морской поверхности, как принято считать.

Живые организмы в своём существовании и развитии находятся в непрерывном вещественном и энергоинформационном взаимодействии с геосферой. Механизмы этого взаимодействия действуют на различных иерархических уровнях, от элементарного молекулярного, где минералы могут работать в качестве катализаторов химических процессов, до геосферных - вулканизма, тектоники и др., которые оказывают широкомащтабное действие на биотические сообщества.

«Биофизика горных пород» ставит своей целью изучение процессов взаимодействия геологических и биологических систем на уровне горных пород и минералов. Известно, что все горные породы различаются по происхождению, минералогическому и химическому составу, имеют различные структурные особенности, залегают в земной коре в виде обособленных тел, имеющих различную форму, характеризуются различной пористостью и трещиноватостью, влагосодержанием, тепло- и электропроводностью и целым рядом иных физических и химических свойств, определяющих их индивидуальность и делающих, по сути, не объектами, а субъектами.

Еще в большей степени индивидуализм проявляется на уровне кристаллов минералов. Российские исследователи с помощью изготовленного ими магнитного сепаратора разделили одноименные минералы, незначи-

тельно различающиеся магнитной восприимчивостью [9]. Результаты исследований показали, что в ограниченном объеме породы (10 см.<sup>3</sup>):

а) содержания Rb, Sr, K различаются в каждой минеральной популяции биотита, мусковита, роговой обманке из интрузивных и метаморфических пород;

б)  $^{87}\text{Sr}/^{86}\text{Sr}$ -отношение варьирует в популяции акцессорных апатита, а также титанита;

в)  $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ -отношение зачастую неоднородно в роговых обманках, биотитах, полевых шпатах. Авторами сделан вывод что, неоднородность внутри популяции одноименных минералов возникает на разных этапах геологической истории породы, в том числе и на этапе консолидации из расплава. Минералы одного вида могут существенно различаться из-за наличия в их составе примесей. Кристаллы минералов имеют генетически обусловленное строение кристаллической решетки, отличаются друг от друга степенью деформации, своей энергетикой и др. Они проходят зародышевую стадию [10], растут и размножаются, т.е. проявляют свойства типичные для живых организмов.

Взаимодействие в системе горные породы (минералы) - биологический организм осуществляется не только на вещественном уровне (о чем достаточно хорошо известно), но прежде всего на энергетическом. Механизм таких взаимодействий практически не изучен, хотя на практике он издавна использовался в традиционном лечении камнями. В конце двадцатого столетия исследованиями зависимости онкологических заболеваний от геохимических факторов было заложено новое научное направление медицинской геохимии – раздела медицинской геологии. В связи со всем вышеизложенным становится очевидной актуальность развития направления биофизика горных пород.

#### Литература

1. Субетто А.И. Сочинения. Ноосферизм. Том первый. Введение в ноосферизм. Ноосферизм: движение или новая мировоззренческая система?/ Под ред. Л.А.Зеленова – СПб. – Кострома: КГУ им. Н.А.Некрасова, 2006. – 644с.
2. Трофимов В. Т. Экологическая геология : учебник для вузов / В. Т. Трофимов, Д. Г. Зилинг. – М. : Геоинформмарк. 2002. – 416 с.
3. Абалаков А. Д. Экологическая геология : учеб. пособие / А. Д. Абалаков. – Иркутск : Изд-во Иркут. гос. ун-та, 2007. – 267 с.
4. Вернадский В.И. Биосфера / В. И. Вернадский. М.: Изд. Дом «Ноосфера». 2001. С. 14
5. Вернадский В. И. Научная мысль как планетарное явление / В. И. Вернадский. – М. : Наука, 1981. – 271 с.
6. Опарин А.И. Происхождение жизни, 1924. 132 с.
7. Опарин А.И. Жизнь, ее природа, происхождение и развитие. М., 1960, 189 с.
8. онлайн журнал Geochemistry, Geophysics, Geosystems.

9. Пономарчук В.А., Лебедев Ю.Н., Шевченко Д.О., и др. (ОИГГМ СО РАН) Микрогеохимическая неоднородность природных минералов. Материалы 18-ого Съезда Международной минералогической ассоциации [ponomar@uiggm.nsk.ru](mailto:ponomar@uiggm.nsk.ru); тел.: 7-3832-333133, факс: 7-3832-332792

10. Мозгова Н.Н., Гликин А.Э., Соколова Е.В. Геология рудных месторождений, 2003, т.45, №3, с. 2

УДК 624.121.532

## **ВОПРОСЫ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ И СНИЖЕНИЯ ОПАСНОСТИ ВОЗНИКНОВЕНИЯ И РАЗВИТИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ**

**Ремез Н.С., Вовк О.А., Вапничная В.В.**

*Национальный технический университет Украины “КПИ”, Украина, г. Киев*

*Рассмотрены вопросы прогнозирования и снижения опасности возникновения и развития динамических процессов; предложена эффективная схема ведения горных работ, позволяющая снизить проявления горного давления, газонасыщенность смежных пластов, регулировать процессы накопления и высвобождения упругой энергии; выбран эффективный метод снижения опасности возникновения горных ударов взрывной обработкой угля и вмещающих пород в районе горных выработок зарядами различного действия, торпедирования и др.*

Общая тенденция развития угольной промышленности Донбасса, приводящая к вынужденному увеличению глубины разработки угольных залежей, ставит, в качестве одной из главных научно – технических проблем, проблему заблаговременной оценки и прогноза удароопасности, своевременное выявление месторождений с угрозой возникновения опасных динамических явлений.

Большую роль играет разработка мероприятий по рациональному управлению геомеханическими процессами, способствующими снижению напряженности в породном массиве или пласте угля, путем перемещения зоны опорного давления вглубь массива и т.п. В результате обобщения и анализа практического материала специалистами выработаны разнообразные критерии оценки степени удароопасности и методы их локализации с доведением до безопасных уровней интенсивности. Разумеется, изучив напряженное состояние нетронутого массива того или иного месторождения, невозможно серьезно ставить вопрос о прогнозе степени его удароопасности и выборе общих подходов к его безопасной разработке. Помимо различных критериев оценки склонности к горным ударам, описанных нами в работе [3] следует упомянуть ещё несколько признаков, основанных на определении критических уровней гравитационных напряжений в нетронутом массиве в сочетании с некоторыми характерными свойствами пород.

На основе анализа обширных практических материалов, установленных ряд гравитационных и энергетических критериев, позволяющих оценить вероятность возникновения динамических процессов. Один из них – геомеханический показатель условий заложения выработки – основан на соотношении гравитационного давления на пласт и прочности угля на сжатие:

$$K_{\min} = \frac{\rho H_0}{\sigma_{сж}}, \quad (1)$$

где  $H_0$  – глубина, на которой замечены признаки таких проявлений;  $\rho$  – гравитационный градиент, который для некоторых сланцев является прочностью на сжатие до 18 МПа находится в пределах (24,3–25,6) для песчаников при прочности  $\sigma_{сж} = 80,3 \text{ МПа} \cdot 24,5 - 25,3 \frac{\text{кПа}}{\text{м}}$ ;  $\sigma_{сж}$  – прочность угля на сжатие, МПа.

Из (1), зная шкалу значений  $K_{\min}$  можно получить зависимость минимальной глубины ( $H_0^{\min}$ ):

$$H_0^{\min} = \frac{K_{\min} \cdot \sigma_{сж}}{\rho}. \quad (2)$$

В условиях залегания угольных пластов на умеренных глубинах гравитационный градиент может быть принят в среднем равным  $25 \frac{\text{кПа}}{\text{м}}$ .

Для условий разработки мощных угольных залежей (6 – 15 м) в зависимости от крепости угля  $K_{\min}$  может изменяться от 0,25 до 0,8.

Такую оценку, наряду с другими методами прогноза, можно осуществлять перед началом проектирования горного предприятия по данным лабораторных испытаний отобранных кернов из разведочных скважин. Если месторождение уже вскрыто горными работами, степень удароопасности отдельных участков породного массива можно оценивать по величине коэффициента ВНИМИ  $K_{\sigma}$ , характеризующего относительную напряженность пород вблизи обнажения выработки. Он представляет собой отношение максимального усилия вдавливания индентора на момент хрупкого выкола породы при бурении скважины ( $P_{\max}$ ) к минимальному значению ( $P_{\min}$ ), определяемому на глубине 0,7 – 0,8 м, т.е.:

$$K_{\sigma} = \frac{P_{\max}}{P_{\min}}. \quad (3)$$

За критерий потенциальной угрозы принимается неравенство  $K_{\sigma} \geq 1,5$ , зафиксированное на расстоянии от свободной стенки выработки

до 1,5 м. Можно также этот показатель сопоставить с коэффициентом хрупкости ( $K_{xp}^M$ ), определяемом в массиве с помощью скважинных приборов.

Рассмотрим картину напряженно – деформированного состояния призабойного пространства и расчётные схемы вычисления основных параметров (рис. 1).

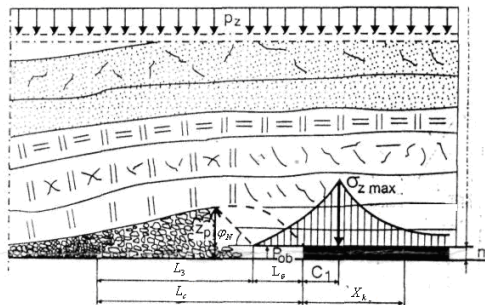


Рис. 1. Схема деформации пород кровли в призабойном пространстве при управлении кровлей с обрушением:

$m$  – мощность пласта;  $R_{сж}$ ,  $R_p$  – средняя прочность пород кровли соответственно на сжатие и растяжение;  $R_{Zmax}$  – максимальное напряжение сжатия в зоне опорного давления перед фронтом эксплуатации;  $P_z$  – литологическое давление (рН);  $Z_N$  – угол дезинтеграции пластов кровли, обрушаемых на всю высоту  $Z_p$ ;  $Z_N$  изменяется в пределах  $24^0 - 28^0$  (при весьма слабых породах достигает  $Z_N^{max} \approx 33^0$ ).

Ширина свода обрушения ( $L_5$ , рис. 1) может быть найдена из соотношения:

$$L_5 = 21m \sqrt{\frac{R_p}{\rho H}} = 4,6m \sqrt{\frac{R_{сж}}{\rho H}}, \text{ м}, \quad (4)$$

Ширина зоны обрушения ( $L_3$ ), при которой происходит полный завал, равна:

$$L_3 = 14m \sqrt{\frac{R_p}{\rho H}} = 3m \sqrt{\frac{R_{сж}}{\rho H}}, \text{ м}, \quad (5)$$

Безопасная длина участка кровли над рабочей зоной равна:

$$L_6 = 7m \sqrt{\frac{R_p}{\rho H}} = 1,53m \sqrt{\frac{R_{сж}}{\rho H}}, \text{ м}, \quad (6)$$

Ширина зоны концентрации напряжений в призабойной части пласта ( $X_k$ ) может быть определена по следующей формуле:

$$X_k = 12,6m \sqrt{\frac{\rho H}{R_{сж}}} = 2,7m \sqrt{\frac{\rho H}{R_{\rho}}}, \quad (7)$$

Ширину призабойной части пласта от края до максимума напряжений ( $C_1$ ) находим из выражения:

$$C_1 = 2,3m \sqrt{\frac{\rho H}{R_{сж}}} = 0,5m \sqrt{\frac{\rho H}{R_{\rho}}}. \quad (8)$$

На рис. 2 приведена схема, иллюстрирующая развитие деформационных процессов в зоне опорного давления А длиной  $X_k$  до реализации их в виде горного удара.

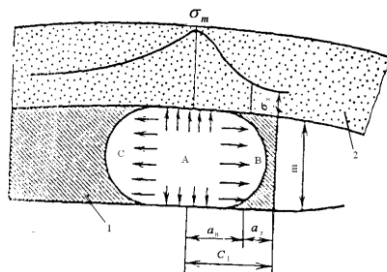


Рис. 2. Схема возникновения горного удара в угольном пласте  
1 – угольный пласт мощностью  $m$ ; 2 – пласт (слой) вмещающих пород кровли.

В этой зоне А, при достижении максимальной нагрузки  $P_m$ , превышающей предельную величину  $P_n$ , которую может выдерживать нагружаемый участок пласта, происходит разрушение материала, сопровождающееся мгновенным переходом потенциальной энергии в кинетическую. Следствием этого процесса является выброс части материала зоны В (участка  $a_{II}$ , где деформация происходит на падающем отрезке опорного напряжения) в выработку и удар в сторону целика (зоны С) и в сторону кровли и почвы, сопровождающийся эмиссией сейсмических колебаний. Более общая концепция развития и реализации динамических событий (куда причисляются также внезапные выбросы) исходит из рассмотрения системы «кровля – пласт», соотношения их потенциальных энергий, перераспределения в связи с изменившимися обстоятельствами. В условиях разработки угольных месторождений Донбасса, с характерными большими глубинами разработки и умеренной мощностью пластов [6] вероятными при определенных сочетаниях (литологических) прочностных и энергетических

ческих параметров будут как внезапные выбросы, так и горные удары. Напомним об одном из критериев оценки этих проявлений по соотношению энергетических параметров: энергии упругого восстановления пласта  $W_s$  и эффективной доли энергии газа в процессе газодинамического события  $W_g$ . Эти параметры могут быть найдены из следующих соотношений:

$$W_s = \frac{(K\sigma)^2}{2E}, \quad (9)$$

где  $K$  – эмпирический коэффициент;  $\sigma$  – давление налегающей породной толщи;  $E$  – модуль упругости.

$$W_g = (9,3X - 0,01) \chi_{\epsilon 30} \rho, \quad (10)$$

где  $X$  – газоносность пласта,  $m^3/m$ ;  $\chi_{\epsilon 30}$  – коэффициент газоотдачи, показывающий какая часть газа может выделиться из угля, разрушенного до  $g = 0,75$  см за среднее время выброса 30с;  $g$  – приведенный радиус частиц угля в начальной стадии выброса;  $\rho$  – плотность угля.

При соотношении  $\frac{W_s}{W_g} \geq 2$ , например  $\frac{0,4}{0,2}, \frac{0,6}{0,3}$  либо  $\frac{0,8}{0,4}$  и сумме

$W_s + W_g > 0,4$  возможны как внезапные выбросы, так и горные удары. Среди мероприятий организационного и технологического характера, предупреждающих либо снижающих опасные последствия динамических проявлений, можно назвать взрывные методы обработки призабойного участка: сотрясательное, камуфлетное, камуфлетно – сотрясательное, камуфлетно – отбойное взрывание и некоторые другие. Задачей взрывных технологий есть: а) предварительная дезинтеграция труднообрушаемых пород; б) возбуждение горного удара в заданное время и в желаемом месте расположения очага; в) снятие критического напряжения в зоне А (рис. 3) и перемещения максимума давления передней пяты свода вглубь массива; г) ослабление напряжений с одновременным разрыхлением призабойной полосы угля до стадии, пригодной к погрузке; д) снижение напряжения в массиве угля с отбрасыванием угля от очистного забоя с применением двухстадийного (двухъярусного) взрывания.

Эффективность рассматриваемых методов зависит от того, насколько тщательно и обоснованно будут выполнены расчеты параметров взрывных работ в каждом конкретном случае для обеспечения оптимальных параметров зон трещинообразования, разрушения, релаксации напряжения, снижения порового давления и т.п. при минимальной интенсивности эмиссии сейсмических колебаний в направлении подземных горных выработок. В качестве примера приведём несколько схем взрывного воздействия на разрабатываемый угольный пласт и вмещающие породы с целью регулирования геомеханических процессов, направленного на обеспечение

безопасности технологий угледобычи в сложных горно – геологических условиях. На рис. 3 – 6 приведены несколько вариантов взрывания в угольном массиве и кровле очистного забоя. Торпедирование угольного пласта (рис. 3, а) скважинами, пробуренными вдоль забоя из транспортного штрека 1, либо из призабойного пространства более короткими скважинами (рис. 3, б). Данная схема используется при наличии геологических нарушений (рис. 3, б), флексуры зон с интенсивно раздробленным углём. При составлении паспорта буровзрывных работ должны выполняться ряд требований: при наличии геологического нарушения по всей длине лавы концы зарядов должны быть на расстоянии ближе 5 м от откаточного и вентиляционного штрека, если оно меньше длины лавы, то заряды помещают на 10 м выше и ниже нарушения. В скважинах, пробуриваемых из призабойного пространства (рис. 3, б), заряды должны быть на 5 м короче глубины скважины. Как вариант предлагается двухъярусная схема. Первый ярус – подготовительный, представлен шпурами глубиной 0,6 – 1,3 м, второй ярус – скважины глубиной 8 – 10 м. Взрыванием шпуров первого яруса уголь разрыхляется и частично отбрасывается от забоя, вторым ярусом выполняется задача ослабления напряжения в призабойной полосе угла с перемещением зоны концентрации вглубь массива.

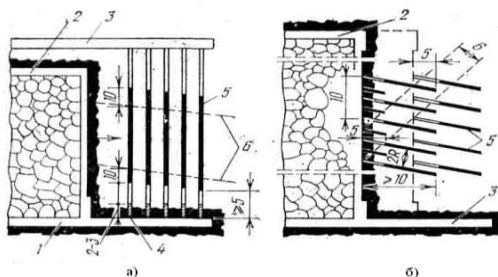


Рис. 3. Торпедирование угольного пласта зарядами ВВ

Следующая схема (рис. 4) представляет собой вариант сотрясательно – камуфлетно – отбойного взрывного воздействия для провоцирования отжима угля или горного удара. Главным требованием, при этом, является обеспечение таких направлений распространения ударной волны в массиве, чтобы угол встречи её фронта был как можно ближе к  $90^0$  по отношению к плоскости максимальных напряжений.



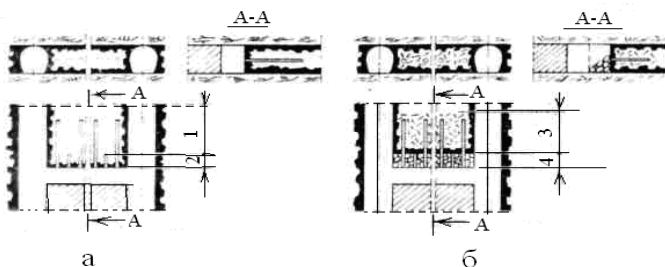


Рис. 4. Схема сотрясательно – камуфлетно – отбойного взрыва  
 а – положение перед взрывом; б – положение после взрыва;  
 1 – зона предусмотренного ослабления напряжений; 2 – забой до выемки;  
 3 – зона ослабленных напряжений; 4 – отбитый уголь.

На рис. 5 изображен один из возможных вариантов использования энергии взрыва для управляемого обрушения кровли в крепких труднообрушаемых породах с целью снижения прочности и способности накапливать упругую энергию. Из двух возможных способов дезинтеграции пород кровли – мелкошпурового и длинными скважинами – последний представляется предпочтительней, поскольку может реализовываться ещё до начала очистных работ.

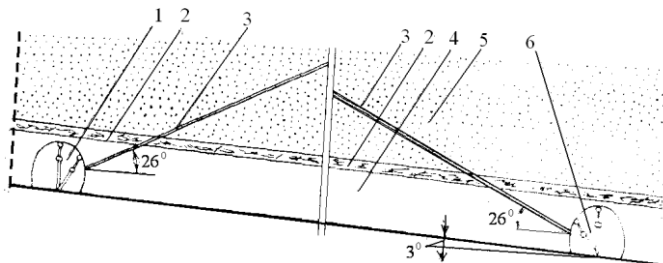


Рис. 5. Расположение скважины в кровле:  
 1 – транспортный штрек; 2 – слой глинистого грунта; 3 – скважины;  
 4 – угольный пласт; 5 – песчаник; 6 – околоствольный штрек.

Длина скважины может приниматься до 90 м диаметром 6-150 мм. В результате взрыва таких скважинных зарядов происходит дезинтеграция слоёв кровли с образованием серии трещин желательно в направлении, близком к линии кровли и пласта. Самой масштабной технологией, направленной на предотвращение горных ударов, является торпедирование кровли массовыми взрывами большого количества глубоких скважин, выбу-

риваемых в лавах. Заряды в них размещаются примерно на  $2/3$  длины (примерно 20 – 25 м), остальная часть заполняется забойкой.

На рис. 6 приведена схема разгрузки призабойной части угольного пласта скважинными зарядами длиной  $l_{зар}$ , размещенными в скважинах глубиной  $Z_C$ . До начала работ по бурению и взрыванию скважин картина напряженного состояния призабойной части пласта выглядит следующим образом. За счёт релаксации напряжений (а также дегазации) участок пласта на глубине, равной  $c_1$  (рис. 1), находится в состоянии неравномерной разгрузки от  $\sigma_{max}^Z$  до значения на линии забоя  $\sigma \leq \sigma_2$ . За этой зоной участок пласта длиной  $x_{к-c1}$  испытывает напряжения, превышающие  $\sigma_2$ , т.е. является частью зоны концентрации напряжений от  $\sigma_{max}$  до  $\sigma_2$ . Весь участок пласта на глубину  $x_k$  представляет собой зону концентрации напряжений и должен быть подвергнут разгрузке путём образования трещин с помощью взрывания заряженных скважин ударной волной цилиндрической части и двумя импульсами вдоль оси от торцевых частей заряда. Таким образом, для того, чтобы разместить заряд ВВ в зоне концентрации напряжений  $x_k$ , необходимо бурить скважины на глубину  $Z_C$  (рис. 6), равную ширине зоны разгрузки  $Z_p$  за вычетом длины участка  $l_T$ .

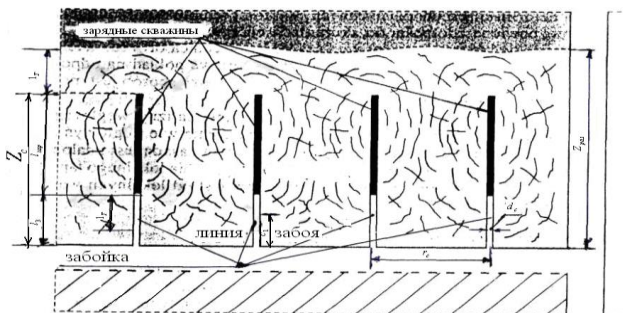


Рис. 6. Схема разгрузки угольного призабойного массива скважинами ПММ зарядами:  $Z_C$  – длина скважины;  $l_3$  – длина забойки;

$Z_{раз}$  – зона разгрузки;  $r_c = 2r_T$  – расстояние между скважинами;

$r_T$  – радиус трещины

Из числа технологических мероприятий по борьбе с горными ударами можно назвать три главных метода, с помощью которых можно воздействовать на механизм зарождения и проявления события: а) управление

кровлей с помощью закладки выработанного пространства; б) регулирование процесса накопления и высвобождения упругой энергии через оптимизацию скорости подвигания забоя; в) при эксплуатации группы пластов мероприятия, связанные с использованием защитных пластов в восходящем, нисходящем и смешанном порядке обработки пластов в свите. Установлено, что эффективным методом снижения опасности возникновения горных ударов, как следствия притока энергии извне в призабойную зону и создания очагов концентрации упругих сил до критических уровней, является взрывная обработка угля и вмещающих пород в районе горных выработок зарядами камуфлетного, камуфлетно–отрясательного, камуфлетно–отбойного действия, торпедирования и др.

#### Литература

1. Chudek M. Geomechanika z podstawami ochrony srodowiska gorniczego i powierchi terenu / Chudek M. – Geivice: Wyd. Politechniki seaskiej, 2002. – 637 s.
2. Петухов И.М. и др. Расчётные методы в механике горных ударов и выбросов – М.: Недра, 1992. – 257 с.
3. Вовк О.А. Прогнозування гірських ударів і критеріїв оцінки ударнебезпеки / О.А. Вовк // Проблеми охорони праці в Україні: Збірник наукових праць. – К.: ДУ «ННДУПБОП», 2012. – Вип. 22. – С. 80 – 89.
4. Вовк О.А. Прогнозирование горных ударов на основе энергетического критерия // Уголь Украины, 2012, № 3. – С. 25 – 27.
5. Пособие для служб прогноза и предотвращения горных ударов на шахтах и рудниках. – М.: Недра, 1995. – 240 с.
6. Вовк А.А. Развитие энергетики в Украине с учётом техногенной и экологической безопасности / Вовк А.А., Демещук Л.И., Шульга Ю.И. – К.: ННИИПБОТ, 2011. – 220с.
7. Михалюк А.В. Торпедирование и импульсный гидроразрыв пласта / А.В. Михалюк. – К.: Наукова думка, 1986. – 208 с.
8. Вовк О.О., Исаенко В.М., Кравець В.Г., Вовк О.О.(мол.) Вплив підземних гірничих робіт на стан довкілля:[монографія] НПУ ім. М.П. Драгоманова. – К.: Вид – во НПУ ім. М.П. Драгоманова, 2011. – 543 с.

УДК 622.02: 539.375

### **ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СВОЙСТВ НЕВЗРЫВЧАТОЙ САМОРАСШИРЯЮЩЕЙСЯ СМЕСИ В ТВЕРДОЙ ФАЗЕ ПРИ ОБЪЕМНОМ НАГРУЖЕНИИ**

<sup>1</sup>Сахно И.Г., <sup>2</sup>Молодецкий А.В., <sup>3</sup>Исаенков А.А.

<sup>1</sup> Донецкий национальный технический университет, <sup>2</sup> Институт физики горных процессов НАНУ, <sup>3</sup> Красноармейский индустриальный институт Донецкого национального технического университета

*В статье приведены результаты лабораторных испытаний затвердевшего в условиях ограниченных перемещений образца невзрывчатой разрушающей смеси (НРС) в объемном поле напряжений. Экспериментально на (УНТС) определены*

*предельные напряжения и физико-механические свойства НРС в твердой фазе в условиях обобщенного сжатия.*

Одним из условий эффективной и безопасной работы угольных шахт является обеспечение эксплуатационного состояния горных выработок. Известно, что наибольшие смещения наблюдаются в выработках попадающих в зону влияния очистных работ. В этом случае вокруг выработки интенсифицируется рост зоны разрушенных пород под влиянием опорного давления от приближающейся лавы.

Авторами разрабатывается ресурсосберегающая технология обеспечения устойчивости выработок, основанная на использовании собственной прочности горных пород в пределах зоны разрушения. Роль дополнительной крепи выполняет искусственно создаваемая из фрагментов пород между трещинами несущая конструкция, формирование которой обеспечивается путем увеличения сил трения между породными отдельностями, что достигается при помощи их силового распора невзрывчатыми разрушающими смесями [1].

Проведенные исследования [2] позволили установить зависимость давления саморасширения НРС от допустимых объемных деформаций, определяемых свойствами массива, величина развиваемых давлений является достаточной для формирования несущей конструкции в пределах зоны разрушенных пород. Однако после создания распора пород НРС представляет собой твердое тело и в случае разрушения он теряет свои свойства и не оказывает давления на стенки шпура. Поэтому важно, чтобы затвердевший в шпуре НРС не разрушался под действием напряжений возникающих в массиве.

До момента попадания подготовительной выработки в зону влияния лавы заряд НРС находится в условиях близких к обобщенному сжатию. При подходе лавы по мере роста опорного давления соотношение компонент напряжений в массиве вокруг шпура изменяется.

Авторами были промоделированы условия нахождения заряда НРС в шпуре. Учитывая современные глубины отработки пластов угля в Донбассе, и тенденции роста глубины разрабатываемых пластов при испытаниях моделировали напряженное состояние, соответствующее глубине 1200 м, которая является рабочей на ближайшую перспективу (20-25 лет). Испытание образцов НРС в объемном поле напряжений проводили на установке неравнокомпонентного трехосного сжатия (УНТС) после их твердения в условиях ограничения перемещений по всем осям, в возрасте 24 часа. Исследования на УНТС [3], позволяют определять физико-механические свойства твердых тел в различных видах объемных напря-

женных состояний и контролировать процесс деформирования и разрушения. Моделировалось напряженное состояние обобщенное сжатие  $\mu_\sigma = -1$ : где  $\mu_\sigma$  параметр Надаи-Лоде

$$\mu_\sigma = 2 \left( \frac{\sigma_2 - \sigma_3}{\sigma_1 - \sigma_3} \right) - 1$$

где  $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$  - главные напряжения.

Данная программа нагружения была реализована следующим образом. Помещенный в рабочую камеру образец равномерно нагружался по трем осям до заданного уровня, контролируемого по показаниям манометров. Главные напряжения принимали  $\sigma_2 = \sigma_3 = \text{const}$ . Главное преобладающее напряжение  $\sigma_1$  увеличивали до тех пор, пока образец не разрушится.

Физически это соответствовало работе заряда НРС в массиве в шпуре в зоне нарастающего опорного давления от движущегося очистного забоя. Смещение граней образца фиксировалось электронной измерительной аппаратурой с точностью 0,01 мм. Разрушение образца фиксировалось по спаду наибольшего напряжения и появлению деформаций растяжения. Частота измерений - 2 в секунду.

Для анализа полученных экспериментальных данных, определения физико-механических свойств НРС рассчитывались тензоры напряжений и деформаций, объемная деформация, средние напряжения, средние деформации, девиаторы напряжений и деформаций, модуль деформации, коэффициент поперечной деформации (Пуассона), энергия изменения объема и энергии формоизменения.

Результаты приведены в виде графиков на рис. 1-6. Из графиков видно, что предельные средние напряжения составляют 46,5 МПа, что соответствует тензору напряжения  $z = 108$  МПа,  $x=y=15$  МПа. Объемные деформации при этом составляют 0,015, коэффициент поперечной деформации 0,46, полная энергия деформирования 2,11 МДж/м<sup>3</sup>. При средних напряжениях 40 МПа наблюдается изменение угла наклона кривой «нагрузка-деформация» (рис. 1), что вероятно означает переход из упругой стадии деформирования в пластическую. Далее можно выделить площадку текучести, после чего наблюдается разрушение образца, сопровождающееся падением напряжений и ростом деформаций. Модуль деформации НРС не является константой и изменяется до предела прочности от 57 ГПа до 1 ГПа, в пределах упругости составляет 4 ГПа, это состояние соответствует тензору напряжения  $z = 84$  МПа,  $x=y=15$  МПа. При этом объемные дефор-

мации составляют 0,0007, коэффициент поперечной деформации достигает максимума и составляет 0,491, полная энергия деформирования 0,33 МДж/м<sup>3</sup>.

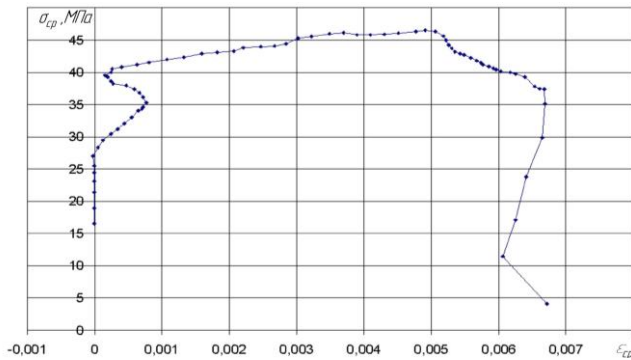


Рис. 1 Зависимость сжимающего среднего напряжения образца НРС от средних деформации

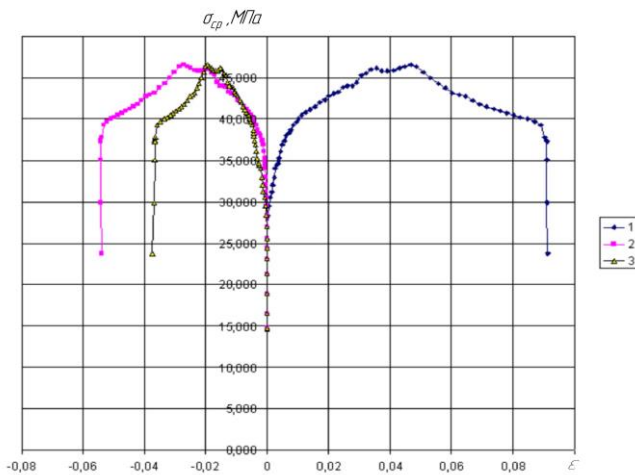


Рис. 2. Зависимость среднего напряжения образца НРС от девиатора деформаций

1 - девиатор деформации  $\epsilon_Z$ ; 2 - девиатор деформации  $\epsilon_X$ ;  
 3 - девиатор деформации  $\epsilon_Y$ .

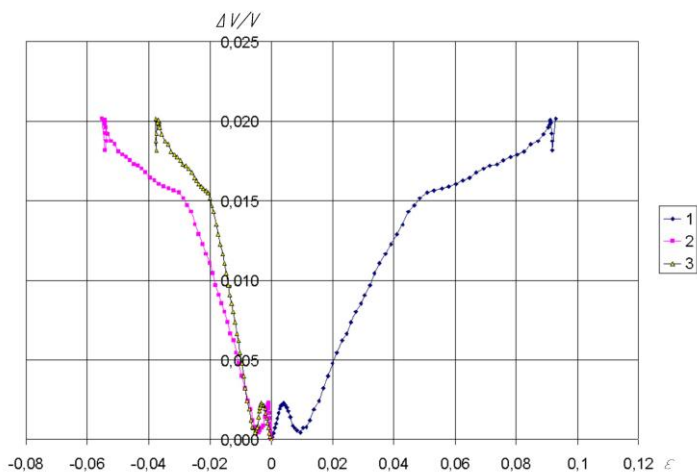


Рис. 3 – Зависимость объемной деформации образца от девиатора деформаций  
 1 - девиатор деформации  $\epsilon_Z$  ; 2 - девиатор деформации  $\epsilon_X$  ;  
 3 - девиатор деформации  $\epsilon_Y$  .

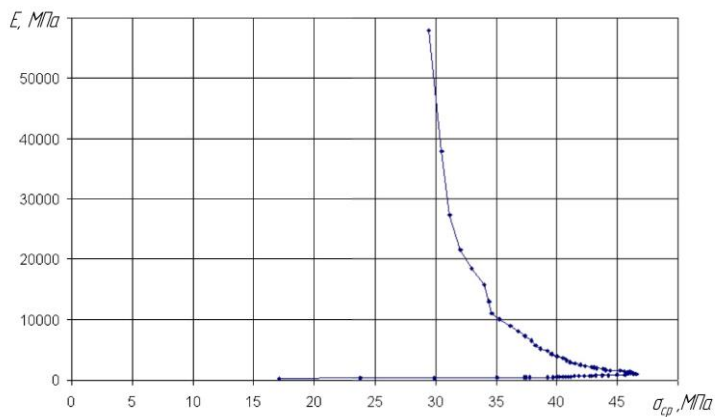


Рис. 4 – Зависимость модуля деформации образца НРС от средних напряжений

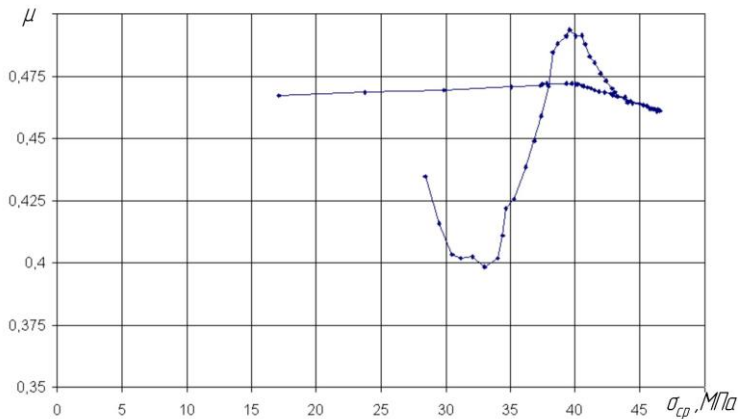


Рис. 5. Зависимость коэффициента поперечной деформации образца НРС от средних напряжений

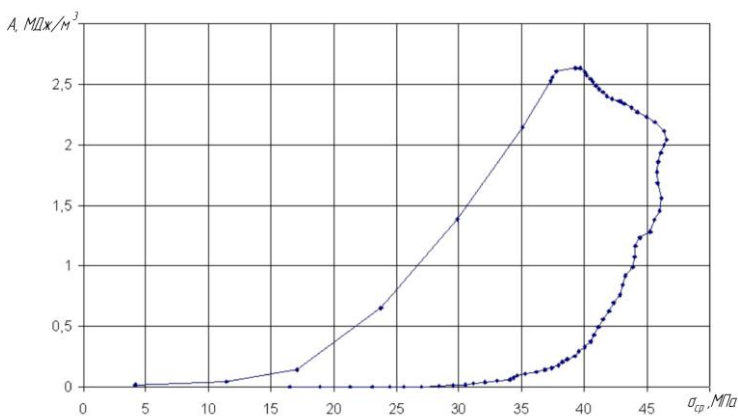


Рис. 6. Зависимость общей энергии деформирования образца НРС от средних напряжений

Таким образом, коэффициент концентрации максимального главного напряжения для предельного состояния составил 7,2, а для предела упругости 5,6. Исследования проф. Борисова [4] показывают, что предельный коэффициент концентрации напряжений в зоне опорного давления



лавы составляет 5,0, таким образом, при глубине разработки 1200 м, разрушение заряда НРС в шпуре не произойдет.

Выводы. Для оценки возможности применения способа обеспечения устойчивости выработки с помощью силового распора пород в условиях нарастающего опорного давления проведены испытания затвердевшего образца НРС в поле напряжений близком к формируемому вблизи шпура в массиве на глубине 1200 м. Показано, что разрушение образца происходит при напряженном состоянии, соответствующему тензору напряжения  $z = 108$  МПа,  $x=y=15$  МПа, то есть при коэффициенте концентрации максимального главного напряжения 7,2. Переход из упругой в стадию пластических деформаций наблюдается при тензоре напряжения  $z = 84$  МПа,  $x=y=15$  МПа. Проведенные исследования позволили экспериментально установить физико-механические свойства НРС в твердой фазе в условиях обобщенного сжатия.

#### Литература

1. Касьян Н.Н, Сахно И.Г. Способ обеспечения устойчивости горных выработок в условиях неустойчивых пород / Известия ТулГУ. Науки о земле. Вып.1. – Тула: Изд-во ТулГУ, 2011 - С.294-300.
2. Сахно И.Г. Лабораторные исследования особенностей работы невзрывчатых разрушающих веществ при фиксированном сопротивлении их объемному расширению / И.Г. Сахно // Проблеми гірського тиску. – Донецк: ДонНТУ, 2010. - №18. С. 132-146.
3. Алексеев, А.Д. Экспериментальная техника для исследования предельных состояний горных пород / А.Д. Алексеев, Г.П. Стариков, Т.П. Асеева, А.Ф. Морозов // Физика и техника высоких давлений. - 1993. - Т.3. - №3. – С. 135-145.
4. Борисов, А.А. Механика горных пород и массивов / А.А. Борисов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.

УДК: 504.062.2.:662.997

### **АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ГЛИНО-ГРАФИТНОЙ СМЕСИ ДЛЯ ТЕПЛОПРОВОДЯЩИХ АНКЕРОВ**

**Завьялова Е.Л., Шипика А.С., Скринецкая И.В.**

*Донецкий национальный технический университет, г. Донецк, Украина*

*Исследована зависимость коэффициента теплопроводности глино-графитной смеси от ее состава для подтверждения возможности применения этой смеси в качестве теплопроводящего состава. Увеличение теплоотдачи породного массива при использовании глино-графитной смеси позволит повысить эффективность работы теплопроводящих анкеров.*

Экономическое развитие государства обязательно должно сопровождаться сохранением и восстановлением окружающей среды, в противном же случае под угрозой ставится жизнедеятельность общества в целом,

и каждого человека в частности. Поэтому основным принципом взаимодействия человеческого общества и природы должны быть не потребление, а гармоничное сосуществование. Для решения подобных задач первоочередным является обеспечение не только экологически чистой энергией, но и экономически выгодной. В постановке данного вопроса особое место уделяется альтернативной энергетике. В настоящее время использование геотермальной энергии в мировой практике является привычным делом. Так на сегодняшний день существует огромное количество не только разработок по возможному использованию геотермальной энергии, но уже и на практике успешно работают и функционируют целые геотермальные электростанции. Наиболее перспективными регионами для добычи и использования геотермальной энергии в Украине считаются сейсмически активные районы Крымских и Карпатских гор, так как именно в данных местах наблюдается резкое увеличение температуры земной коры.

Однако для горнодобывающих регионов Украины, в которых отсутствуют неглубоко расположенные высокопотенциальные термальные ресурсы, перспективным источником является теплота, получаемая из недр через стенки горных выработок глубоких шахт [1]. Учеными Донецкого национального технического университета предложен способ извлечения низкопотенциальной энергии, поступающей из недр и снимаемой теплоносителем со стенок горных выработок [2] с помощью шахтного геотермального теплообменника.

Шахтный геотермальный теплообменник (ШГТ) представляет собой совокупность горных выработок в горном массиве, в которых температура пород 30-50 °С и выше, где происходит извлечение теплоты недр путем нагревания, движущегося в выработках теплоносителя, как правило, воздуха или воды. Особенность способа состоит в том, что для этого используют выработанные пространства. В таких условиях теплосъем может производиться десятки и сотни лет, так как источник теплоты будет существовать в обозримом будущем.

Сущность другого способа заключается в усовершенствовании способа анкерного крепления выработок, в котором на участке разрушенных пород шпур бурят диаметром не менее двух диаметров анкера [3].

После закрепления анкера, зазор между ним и стенкой шпура заполняют теплопроводным наполнителем и устанавливают теплообмен с воздухом выработки с помощью опорной шайбы в виде радиатора, чем обеспечивается достижение технического результата - увеличение коэффициента теплопроводности горных пород, вмещающих выработку-канал, что позволяет увеличить эффективность передачи тепла из массива горных пород теплоносителю. Конструктивно теплопроводящий анкер выглядит следующим образом (рис. 1).

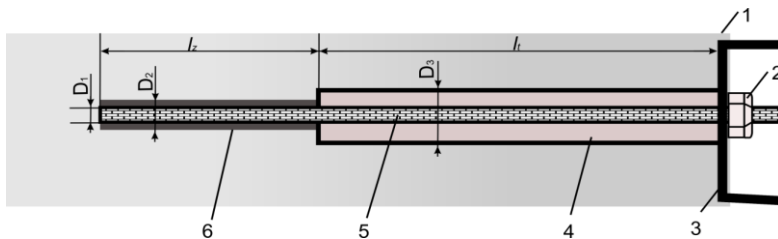


Рис. 1. Конструкция теплопроводящего анкера: 1 - породный массив; 2 - гайка; 3 - шайба-радиатор; 4 - теплопроводящий наполнитель шпура; 5 - анкер; 6 - скрепляющий состав;  $D_1$ ,  $D_2$ ,  $D_3$  – диаметры, соответственно, анкера, шпура в замковой части, шпура в теплопроводящей части;  $l_2$ ,  $l_1$  – длина, соответственно, замковой и теплопроводящей части шпура.

В качестве теплопроводящего наполнителя можно использовать смесь глинистого материала, например бентонитовой глины, и порошкообразного графита. Предварительно смешивают сухие компоненты смеси в соотношении, определяющем необходимую величину коэффициента теплопроводности ( $\lambda$ ). Затем затворяют сухую смесь водой до консистенции в виде густой суспензии и, не давая глине разбухать, нагнетают шламовым насосом в шпур.

Экспериментальным путем была установлена и доказана возможность применения глино-графитной смеси в качестве теплопроводящего состава. Для проведения эксперимента были приготовлены 40 образцов с различной концентрацией графитового порошка (0; 5; 10; 15; 20; 50; 75 и 100 %). Приготовление образцов осуществляется в лаборатории с использованием пресса. Проведение непосредственных измерений осуществлялось согласно ГОСТ 25493-82 [4]. Кроме того, были проведены измерения коэффициента теплопроводности глино-графитной смеси в увлажненном состоянии. Для этого образцы помещались в эксикатор над поверхностью воды и выдерживались в нем до достижения максимальной степени водонасыщения, которая определялась по увеличению веса образца. Полученные коэффициенты теплопроводности увлажненной глино-графитной смеси представлены в табл. 1.

Таким образом, очевидна эффективность применения глино-графитной смеси для увеличения коэффициента теплопроводности. Снижение коэффициента теплопроводности увлажненных образцов с концентрацией графитового порошка 75 и 100% обусловлено, прежде всего, свойством гидрофобности графитового порошка.

Таблица 1 - Влияние содержания графита на величину коэффициента теплопроводности сухой и увлажненной глино-графитной смеси

Содержание графита в глино-графитной смеси, Сгр, % вес.	Коэффициент теплопроводности сухой глино-графитной смеси, $\lambda_{\text{сух}}$ , Дж/(м·оС)	Коэффициент теплопроводности увлажненной глино-графитной смеси, $\lambda_{\text{вл}}$ , Дж/(м·оС)	Увеличение коэффициента теплопроводности сухой глино-графитной смеси, %	Увеличение коэффициента теплопроводности увлажненной глино-графитной смеси, %
0	4,87	6,18	0	0
5	5,1	6,7	4,72	8,4
10	5,7	7,25	17,0	17,3
15	6,69	7,66	37,4	23,9
20	7,69	8,41	57,9	36,08
50	10,17	15,89	108,83	157,12
75	11,9	12,57	144,35	103,40
100	15,57	13,68	219,71	121,36

На рис.2 представлены графики зависимости коэффициента теплопроводности сухой и увлажненной глино-графитной смеси от концентрации графитового порошка. При этом зависимость коэффициента теплопроводности сухой глино-графитной смеси описывается формулой:

$$y=5,2945e^{0,0113x} \quad (1)$$

с коэффициентом парной корреляции  $r=0,95$ .

Зависимость коэффициента теплопроводности увлажненной глино-графитной смеси от содержания графита описывается формулой:

$$y=6,867e^{0,0086x} \quad (2)$$

с коэффициентом парной корреляции  $r=0,76$ .

Представленные результаты испытаний и полученные зависимости позволяют сделать вывод, что существует оптимальное значение содержания графита в глино-графитной смеси, при котором теплопроводность смеси в увлажненном состоянии максимальна.

Для использованных в эксперименте отходов графита его оптимальное содержание в увлажненной смеси составляет 75 % об.

Полученные результаты могут быть использованы для обоснования состава теплопроводящего наполнителя анкерной крепи, что позволит увеличить эффективность передачи тепла из массива горных пород теплоносителю при извлечении геотермального тепла из выработок глубоких шахт.

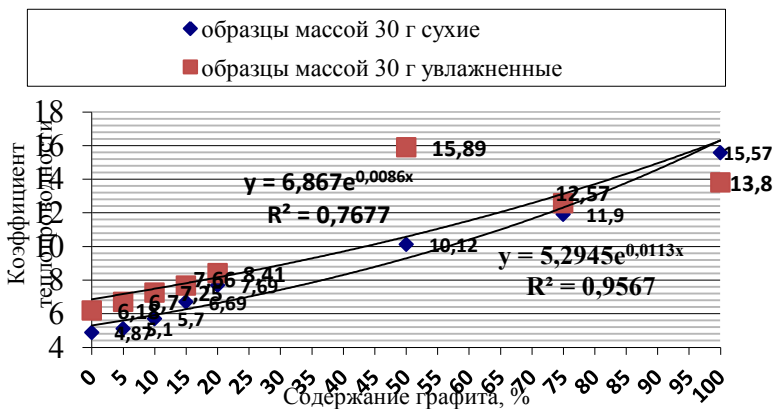


Рис. 2. Зависимость коэффициента теплопроводности от содержания графита в глино-графитной смеси

#### Литература

1. Шипика А.С., Скринецкая И.В., Завьялова Е.Л. Повышение эффективности использования теплопроводящих анкеров/ «Комплексне використання природних ресурсів»: V регіонал. конф., 6 грудня 2012 р.: зб. доповідей студентів та аспірантів. – Донецьк: ДонНТУ, 2012. - С.23-28.
2. Патент на винахід №82121 Україна МПК F24 J3/08, F03 G41/00. «Спосіб одержання геотермальної енергії» Костенко В.К. Костенко О.В., Костенко Т.В., заявник і власник ДонНТУ. – № u200603145; заявл. 03.04.2006; опубл. 11. 03. 2008, бюл. №5.
3. Патент на винахід № 102020 Україна, МПК E21D 21/00, E21D 20/00. Спосіб анкерного кріплення виробки/ В.К. Костенко, О.Л. Зав'ялова, С. Саліхерадж, О.С. Шипика; заявник і власник ДонНТУ. – № а 2011 12723; заявл. 31.10.2011; опубл. 27.05.2013, Бюл. №10.
4. ГОСТ 25493-82 Порода горные. Метод определения удельной теплоемкости и коэффициента температуропроводности

## **РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ПРОГНОЗИРОВАНИЯ, КОНТРОЛЯ И УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ БЛОЧНОГО СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ ЦИФРОВОЙ ФОТОГРАММЕТРИИ**

**Соболевский Р.В.**

*Житомирский государственный технологический университет  
г. Житомир, Украина*

*В статье рассмотрены методы создания модели отдельности декоративного камня и получения максимальной прибыли при её разделении на основе использования цифровой фотограмметрии.*

**Актуальность.** Учитывая тенденцию роста объемов добычи блоков декоративного камня отечественными камнедобывающими предприятиями и постоянно растущую стоимость 1 м<sup>3</sup> камня, точное объективное определение коммерческого объема становится актуальным вопросом, решение которого требует в первую очередь исследования точности измерения линейных размеров природных отдельностей различными способами, разработки методики определения их объемов, методики идентификации естественных трещин и последующего определения коэффициента выхода блоков и качества продукции на конкретном производственном участке карьера. Именно поэтому предварительное прогнозирование, контроль и управление качеством блочного сырья на основе дистанционных методов измерения непосредственно на карьере является важной научно-практической задачей.

**Целью исследования** является разработка методов создания модели отдельности декоративного камня и получения максимальной прибыли при её разделении на основе использования цифровой фотограмметрии.

**Задачи исследования:** обоснование теоретических основ применения цифровой фотограмметрического способа для изучения трещиноватости массива горных пород; обоснование параметров наземной цифровой съемки отдельностей декоративного камня; разработка методики оптимизации процесса раскройки природной отдельности.

Практические и теоретические исследования в области обработки изображений сделали возможным применение цифровых методов в горном деле [1-3]. Одним из возможных путей получения информации о состоянии массива, идентификации естественных трещин в массиве природного камня с последующим определением их геометрических параметров и управлением качеством блочной продукции на отдельных участках месторождения является оптический контроль поверхности массива на основе цифровых фотографий. Применение дистанционных фотограмметрических методов изучения показателей трещиноватости на карьерах декора-

тивного камня позволяет идентифицировать природные разрывы в массиве горных пород с последующим вычислением их линейных размеров и прогнозированием выхода блочной продукции на отдельных участках месторождения. С этой целью был разработан программно-аппаратный комплекс для определения параметров трещиноватости, состоящий из фотограмметрической насадки для оптического теодолита (рис. 1 а) и программного обеспечения для распознавания и определения трещин (рис. 1 б) [4-7].

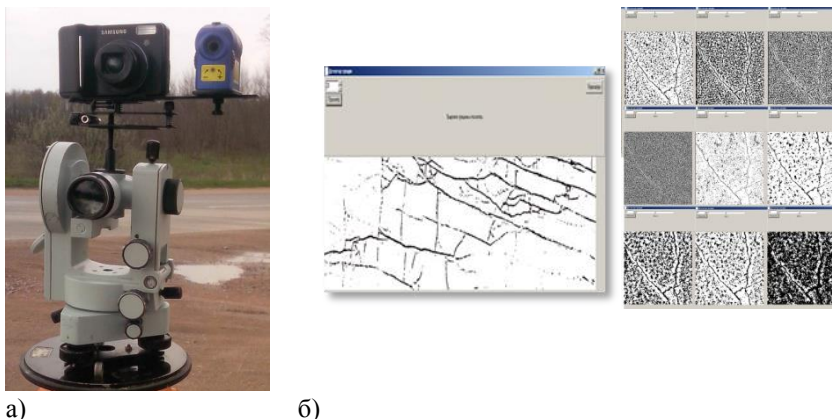


Рис. 1. Фотограмметрический программно-аппаратный комплекс для определения параметров трещиноватости: а – фотограмметрическая насадка для оптического теодолита; б – программа «Детектор трещин»

Как результат, алгоритм анализа трещин позволяет рассчитывать такие параметры: 1) площадь трещин 2) количество и длину прямолинейных фрагментов, которыми аппроксимируются трещины 3) количество объединенных трещин. Для качественной и количественной характеристики трещиноватости исследуемой поверхности разработанная программа позволяет получить: угловую и сегментную диаграммы распределения прямолинейных фрагментов трещин по направлениям распространения (в системе координат изображения), столбчатую диаграмму распределения прямолинейных фрагментов трещин по их длинам (при этом применяется относительная единица длины - шаг каркасной сетки).

На практике определить элементы внутреннего и внешнего ориентирования на основе одного снимка невозможно, поэтому проводят стереосъемку, т.е. съемку одного объекта с разных положений камеры. Для определения координат точек объекта в зависимости от условий съемки

рассмотрены четыре случая стереофотограмметрических съемки: общий, нормальный, равномерно отклонённый, конвергентный. Доказано, что наиболее оптимальным является конвергентный способ стереосъемки [5], который позволяет максимально использовать полезную площадь кадра, позволяет увеличить базис фотографирования и уменьшить расстояние до объекта за счет значительных углов наклона и конвергенции. Учитывая объемы товарных блоков и небольшую высоту добывающих уступов большинства карьеров, конвергентную съемку следует выполнять с максимальным коэффициентом заполнения снимка объектом, который исследуется.

Вместе с этим следует учитывать технологию отделения монолитов от массива и разделения монолитов на блоки для определения зоны поверхностной микротрещиноватости и качественного объема товарного блока. Например, при съемке на Лизниковском карьере, три грани блока были отделении алмазно-канатным оборудованием, что не вызывает образования зоны повышенной микротрещиноватости и повышает значение качественного объема, и три грани - буро-клиновым способом, что привело к образованию зоны повышенной микротрещиноватости шириной 1,6-2,5 см [6].

Для решения проблемы получения максимальной прибыли при разделении природной отдельности на блоки рассмотрим общий случай. Пусть блоки – это прямоугольные параллелепипеды с заданными значениями высоты, длины и ширины. То есть дано  $\bar{n}$  типов прямоугольных параллелепипедов с такими параметрами  $(a_i, b_i, c_i)$  – соответственно это высота, длина и ширина  $i$ -го блока. Обозначим соответствующий стандартный блок  $P_i$ , и  $i = \overline{1, \bar{n}}$ . Соответственно каждый блок имеет себестоимость равную  $g_i$ . Естественную отдельность нужно разделить на произвольные блоки  $P_i$  в зависимости от заказов. Сложной задачей является описание естественной отдельности. Чтобы это сделать, нам нужно сначала выделить системы трещин. В большинстве случаев выделяют пластовые, продольные, поперечные и диагональные системы трещин. Пусть у нас есть  $k$  - систем трещин. Для того чтобы описать естественную отдельность, мы выделяем две пластовые плоскости, принадлежащих системе пластовых плоскостей, а другие  $k-1$  система плоскостей, которые в свою очередь пересекают пластовые плоскости, образуют на них некий  $t$ -угольник. Тогда у нас образуется  $t+2$ - гранник  $A_1 A_2 \dots A_t B_1 B_2 \dots B_t$ , соответствующий исследуемой природной отдельности (рис. 2).



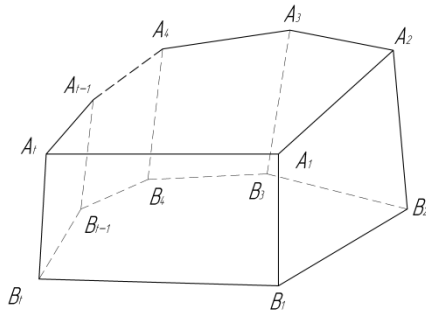


Рис.2. Многогранник естественной отдельности образованный пересечением плоскостей трещин в массиве декоративного камня

Обозначим через  $x_i, i = \overline{1, n}$ , соответствующее количество блоков  $F_i$ , на которые делится наша отдельность. Тогда функция цели в нашем случае будет иметь вид:  $F(x_1, \dots, x_n) = \sum_{i=1}^n g_i x_i \rightarrow \max$ . Наложим ограничения на

функцию цели:  $d_j(x_1, \dots, x_n) = \sum_{i=1}^n h_{ij} x_i \leq R_j, i = \overline{1, n}, j = \overline{1, m}$ .

В нашем случае  $x_i \in Z^+, g_i \geq 0, h_{ij} \geq 0, R_j \geq 0$ . Это частный случай задачи о ранце, которая является NP-полной, с чего можем сделать вывод, что наша задача может быть решена только комбинаторным методом перебора всех вариантов. Поэтому для решения поставленной задачи необходимо рассматривать каждое месторождение декоративного камня отдельно, исходить из экономических, технологических, анизотропных и ресурсных показателей каждого месторождения, т.е. налагать на эту задачу дополнительные условия и получить результаты решения поставленной задачи. Упростим задачу. Во-первых, перейдем от трехмерного к двумерному случаю. Это возможно, когда предположим, что при делении естественной отдельности на блоки на начальной стадии высота стандартных блоков  $F_i$  и природной отдельности  $A_1 A_2 \dots A_l B_1 B_2 \dots B_l$  совпадают. Если принять, что высота равна 0, то задача сводится к вписыванию в произвольный  $l$ -угольник, который образован на пластовой плоскости системами поперечных, продольных и диагональных трещин, прямоугольников которые соответствуют нашим стандартным блокам. Для дальнейшего упрощения задачи перейдем от двумерного случая к одномерному. То есть предположим, что ширина всех блоков будет равной и задана в определенном направлении. Это возможно в силу наложения на обработку естественной

отдельности технологических, структурно-текстурных, декоративных и анизотропных условий (рис. 3).

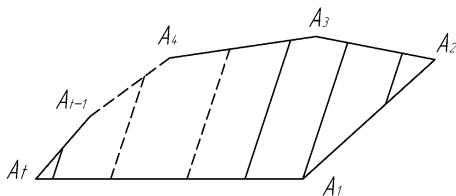


Рис.3. Деление многоугольника естественной отдельности, образованного на пластовой трещине, на заготовки одинаковой ширины

При таких условиях задача примет такой вид. Функция цели:  $F(x_1, \dots, x_n) = \sum_{i=1}^n g_i x_i \rightarrow \max$ , с такими условиями ограничения:

$$\sum_{i=1}^n a_i x_i \leq r_m, \text{ где } x_i \in Z^+, g_i \geq 0, 0 \leq a_i, i = \overline{1, n}, 0 \leq r_m,$$

где  $r_m$  – длина заготовок, которые будут делиться на блоки,  $m = \overline{1, l}$ , и  $l$  – количество заготовок. Предложим алгоритм решения данной задачи.

1. Заготовки представим в виде прямоугольников (рис. 3). Так как у нас уже есть две параллельные стороны заготовок, остается построить две другие ортогонально к двум первым параллельным сторонам. Для этого с вершин, которые принадлежат параллельным сторонам, опускаем на противоположенную параллельную сторону высоту и если она пересекает другую сторону, то это и будет новая сторона прямоугольника. Соответственно новая длина заготовки  $r'_m$ , которая  $r'_m \leq r_m$ , и  $m = \overline{1, l}$ .

2. Далее строим последовательность удельной себестоимости в порядке уменьшения (ищем себестоимость единицы объема для определенного стандартного блока). Так как высота и ширина блоков равны, то удельная себестоимость будет определяться длиной блока.

3. На следующем шаге берем заготовку и нацело делим ее длину на длину блока с наибольшей удельной себестоимостью и полученное целое число раз вписываем в заготовку соответствующий блок.

4. Далее ищем длину остатка заготовки и подобно пробуем вписать следующие блоки с нашей последовательности себестоимости, если при делении нет целой части, то блок не вписывается. И эту операцию проделываем до тех пор, пока не будет закончен перебор всех удельных себестоимостей. Полученный остаток заготовки в конце не используется. Так последовательно поступаем со всеми заготовками.

5. В конце, после перебора всех заготовок, получаем количество  $\chi_i$  определенных блоков  $F_i$  вписанных в нашу естественную отдельность.

Подставив значения  $\chi_i$  в функцию цели  $F(\chi_1, \dots, \chi_n) = \sum_{i=1}^n g_i \chi_i$ , получим прибыль, полученную при данном раскрое (за предложенным алгоритмом) естественной отдельности.

Предложенный алгоритм оптимизационного моделирования раскроя форм естественных отдельностей дает возможность определить характерный раскрой на стандартные блоки с учетом технологических, структурно-текстурных, декоративных, анизотропных особенностей и ориентации систем трещин месторождения. Построенный алгоритм оптимизационного моделирования является необходимым для практического применения в планировании и проведении добычных работ, что позволит в свою очередь получить максимальный выход кондиционных блоков декоративного камня. Данный метод можно применять на большинстве месторождений декоративного камня.

#### Литература

1. Долгих Л. В. Практика використання цифрових методів зйомки кар'єрів // Вісник КТУ. – Кривий Ріг: КТУ. – 2007. – Вип.16. – С. 44-48.
2. Долгих Л. В., Долгих О. В., Малецкий М. М. Сучасні методи знімальних робіт на кар'єрах // Вісник КТУ. – Кривий Ріг: КТУ. – 2006. – Вип.13. – С. 48-51.
3. Чибуничев А. Г. О возможностях применения цифровых методов фотограмметрии для решения инженерных задач // Известия вузов. Геодезия и аэрофото-съемка. – 1990. – №6. – С.76-82.
4. Левицкий В.Г., Соболевський Р.В. Дослідження точності вимірювання лінійних розмірів товарних блоків природного каменю та її впливу на техніко-економічні показники кар'єру // Вісник ЖДТУ. Технічні науки. №4(43). – Житомир: ЖДТУ, 2007. – С. 149-155.
5. Левицкий В. Г., Соболевський Р. В. Дослідження етапів калібрування цифрових неметричних камер з метою підвищення ефективності наземної фотограмметричної зйомки // Вісник ЖДТУ. Технічні науки. №2(45). - Житомир, ЖДТУ, 2008. – С. 77-84.
6. Левицкий В. Г., Соболевський Р. В., Панасюк А. В. Дослідження впливу кута і відстані цифрової фотограмметричної зйомки на точність побудови тривимірних моделей об'єктів кар'єру декоративного каменю // Наукові праці ДонНТУ: Серія гірничо-геологічна. Випуск 9(143). – Донецьк: ДонНТУ, 2009. – С. 147-151.
7. Левицкий В. Г., Соболевський Р. В. Створення тривимірних моделей природних окремоостей кар'єру як етап удосконалення маркшейдерського забезпечення видобування декоративного каменю // Наукові праці ДонНТУ: Серія гірничо-геологічна. Випуск 12(173). – Донецьк: ДонНТУ, 2010. – С. 232-238.

## УРОВЕНЬ НАДЕЖНОСТИ КАК ФАКТОР РАБОТОСПОСОБНОСТИ СОСТОЯНИЯ СИСТЕМЫ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ

**Соколова С.С., Рожков В.Ф.**

*Тульский государственный университет, г. Тула, Россия*

*Предлагается рассматривать уровень надежности системы теплоснабжения как показатель, определяющий работоспособность проектируемой или реконструируемой системы, рекомендуются способы оценки новых технических решений и разработок, направленных на повышение надежности существующей системы с точки зрения обеспечения требуемой температуры внутри помещений  $\theta_{\bar{a}}$ .*

Определение надежности системы теплоснабжения должно быть основано на требуемом уровне надежности, соответствующем техническому уровню проектируемых или реконструируемых систем.

Уровень надежности системы должен быть таким, чтобы при ее использовании в любых, оговоренных проектом условиях эксплуатации не возникали отказы, т.е. не нарушалась ее работоспособность. Кроме того, во многих случаях желательно, чтобы она имела запас надежности для повышения сопротивляемости экстремальным воздействиям, когда система попадает в условия, не предусмотренные разработчиком.

Для систем теплоснабжения это означает, что проектируемая или реконструируемая система нового технического уровня должна иметь повышенный уровень надежности по сравнению с существующей системой, должна обладать гидравлической и тепловой устойчивостью, то есть способностью пропорционально изменять теплопередачу  $Q_{\bar{r}\bar{o}}$  отдельных участков готовой системы при изменении параметров теплоносителя (температуры  $\theta_{\bar{a}}$  или расхода  $G$  подаваемой в систему воды) и свести к минимуму разрегулирование системы при изменении ее структуры.

Новый технический уровень системы теплоснабжения зданий в соответствии с [1] может определяться коэффициентом технического уровня  $k_{\bar{o}}$ , который определяется по приведенной ниже зависимости, обеспечивающей его равенство показателю, характеризующему уровень прогрессивности технического решения за счет повышения надежности применяемого оборудования и изменяющегося от 0,5 и выше

$$k_{\bar{o}} = Q_{\bar{r}\bar{o},i} / Q_{\bar{r}\bar{o},\bar{n}},$$

где  $Q_{f\dot{o},f}$  -теплоотдача системой нового технического уровня при средней величине температуры  $\theta_f$  отопительного периода;  $Q_{f\dot{o},\bar{n}}$  - теплоотдача существующей системы при средней величине температуры  $\theta_f$  отопительного периода;

Требуемый уровень надежности рассматриваемой системы определяет вероятность отказа, соответствующую новому техническому уровню.

$$q_f = q_{\bar{n}} / k_y,$$

где  $q_c$  и  $q_f$  – вероятности отказа систем отопления соответственно существующей и нового технического уровня.

Затраты на обеспечение надежности новой системы и ее элементов

$$C_{fy} = C_{\bar{n}y} \left( \frac{q_{\bar{n}y}}{q_{fy}} \right)^{k_y}$$

или

$$C_{fy} = C_{\bar{n}y} \left( \frac{\lambda_{\bar{n}y}}{\lambda_{fy}} \right)^{k_y}$$

откуда

$$\lambda_{fy} = \lambda_{\bar{n}y} \left( \frac{C_{\bar{n}y}}{C_{fy}} \right)^{\frac{1}{k_y}}.$$

Таким образом, если уровень надежности разрабатываемой системы, проведенный в соответствии с методикой [1], позволяет снизить вероятность отказа новой системы по сравнению с существующей, то могут быть рекомендованы новые технические решения и разработки, направленные на повышение надежности существующей системы с точки зрения обеспечения требуемой температуры внутри помещений  $\theta_{\hat{a}}$ .

Исходя из структуры взаимосвязанных элементов системы теплоснабжения зданий и равной вероятности отказа, по общеизвестным зависимостям структурной надежности устанавливается вероятность отказа элементов системы  $q_y$ :

$$q_y = q(O_j),$$

где  $q(O_j)$  – вероятность отказа элемента системы теплоснабжения, определяемая из  $Q$  конструктивной структуры взаимосвязанных элементов.

Расчет показателей надежности элементов системы теплоснабжения в 1-ом цикле ее работы, когда она рассматривается как невосстанавливаемая, ведется по следующим зависимостям:

- вероятность безотказной работы элементов за отрезок времени  $T$

$$P(T) = 1 - Q(T), \quad Q(T) = e^{-\lambda T} \approx \lambda T$$

- среднее время безотказной работы элементов

$$\bar{O} = 1/\lambda,$$

где  $\lambda$  - интенсивность отказов элементов новой системы.

В связи с тем, что система теплоснабжения относится к восстанавливаемым системам, то наиболее полной характеристикой ее надежности является вероятность нормального функционирования  $P_{fO}$ , учитывающая начальное состояние системы, ее безотказность и восстанавливаемость.

Вероятность восстановления системы представляет вероятность того, что случайное время восстановления не превышает заданного времени  $\tau$  и вычисляется из выражения:

$$V(\tau) = P(\tau) = 1 - e^{-\mu\tau},$$

где  $\mu$  - интенсивность восстановления (параметр потока восстановлений)

$$\mu = 1/T_{\hat{a}},$$

где  $T_{\hat{a}}$  - среднее время восстановления системы.

Среднее время восстановления может быть определено на этапе проектирования, если имеются данные о том, сколько в среднем затрачивается времени на обнаружение и устранение отказа элементов определенного типа, если для различных элементов это время неодинаково.

При отсутствии этих данных для типовых элементов среднее время восстановления может быть вычислено по данным опыта эксплуатации отдельных элементов, аналогичных проектируемым. Точность вычисления  $T_{\hat{a}}$  тем выше, чем большее количество статистических данных используется при расчете.

С учетом того, что для системы теплоснабжения наработка до отказа  $T_{\hat{f}}$  превышает среднее время восстановления элемента  $T_{\hat{a}}$ , то вероятность нормального функционирования  $P_{fO}(T, \tau)$  рассчитывается по выражению:

$$P_{fO}(T, \tau) = k_{\bar{A}} \bar{O}(T),$$

где  $k_{\bar{A}}$  - коэффициент готовности системы, вычисляемый по среднему времени безотказной работы восстанавливаемой системы в 1-ом цикле ее работы или вероятность исправного состояния перед началом функционирования.

$$k_{\bar{A}} = T_0 / (T_0 + T_{\bar{a}}),$$

$\rho(T)$  - вероятность безотказной работы системы в 1-ом цикле работы восстанавливаемой системы.

$$\rho(T) = e^{-\lambda T},$$

где  $\lambda$  - интенсивность отказа системы.

Из приведенных зависимостей следует, что повышение надежности системы возможно либо за счет уменьшения времени восстановления  $T_{\bar{a}}$ , либо за счет повышения среднего времени безотказной работы. Однако, уменьшение  $T_{\bar{a}}$  в 3 раза увеличивает  $k_{\bar{A}}$  только на 1%, в связи с чем это не является радикальным способом повышения надежности.

Надежность системы может быть повышена за счет показателей восстанавливаемости  $V(\tau_{\bar{a}})$  и  $\beta$ , соответственно, вероятности восстановления за допустимое время  $\tau_{\bar{a}}$  и коэффициента соотношения среднего времени восстановления  $T_{\bar{a}}$  и допустимого времени простоя  $\tau_{\bar{a}}$ , которые определяются по зависимостям:

$$V(\tau_{\bar{a}}) = 1 - (1 + 2\beta)\bar{a}^{-2\beta},$$

где  $\beta = \tau_{\bar{a}} / T_{\bar{a}}$ .

С учетом их показатели надежности восстанавливаемой системы отопления могут определяться по выражениям:

$$\rho(T, \tau_{\bar{a}}) = \exp\left[-\frac{1 - V(\tau_{\bar{a}})}{T_0} T\right], \quad T_0(\tau_{\bar{a}}) = \frac{T_0}{1 - V(\tau_{\bar{a}})},$$

где  $T_0(\tau_{\bar{a}})$  - наработка до отказа восстанавливаемой системы.

Соотношение среднего времени безотказной работы системы  $T_0$ , рассматриваемой как невосстанавливаемой, и наработки до отказа восстанавливаемой системы  $T_0(\tau_{\bar{a}})$  показывает, что с увеличением вероятности

восстановления за допустимое время  $\tau_{\dot{a}}$  можно получить значительный выигрыш в надежности.

Возникновение отказов в работе системы связано с вероятностью появления свойственных им условий эксплуатации

$$\delta_{\dot{a},\dot{e}}(\dot{O}) \leq \frac{\tau_{\dot{a},\dot{e}}}{T_0(\tau_{\dot{a}})}, \quad \delta_{\dot{a},\dot{o}}(\dot{O}) \leq \frac{\tau_{\dot{a},\dot{o}}}{T_0(\tau_{\dot{a}})},$$

где  $\tau_{\dot{a},\dot{e}}$  и  $\tau_{\dot{a},\dot{o}}$  – допустимое время восстановления системы отопления зданий, определяемое соответственно свойствами и условиями работы конструкционных материалов и соответствием их параметров условиям функционирования;  $\rho_{\dot{a},\dot{e}}(\dot{O})$  – вероятность появления условий работы конструкционных материалов, приводящих к разрушению, износу и деформации элементов системы отопления зданий;  $\rho_{\dot{a},\dot{o}}(\dot{O})$  – вероятность появления условий работы системы теплоснабжения зданий, приводящих к снижению эффективности их функционирования и отказа из-за неполного соответствия параметров системы условиям их эксплуатации.

Поскольку допустимое время восстановления отказавшей системы отопления зданий связано в данном случае с необходимостью поддержания температуры внутри помещений  $\theta_{\dot{a},\dot{a}}$ , не приводящей к полному отказу системы, то исходя из условия равной вероятности

$$\delta_{\dot{a}}(\dot{O}) \leq \frac{\tau_{\dot{a}}}{T_1(\tau_{\dot{a}})},$$

Из приведенных выше зависимостей следует, что уровень надежности элементов системы теплоснабжения как технической системы определяется надежностью работы конструкционных материалов элементов системы  $q_{f,\dot{e}}$  и функциональной надежностью  $q_{f,\dot{o}}$  при необходимости поддержания температуры внутри помещений  $\theta_{\dot{a},\dot{a}}$ , не приводящей к полному отказу системы, которые устанавливаются из условия равной вероятности отказа.

Литература

1. Соколова С.С., Соколов В.А. Управление температурным режимом производственных зданий: Монография; Тул. гос. ун-т – Тула, 2010.- 167с.
2. Проников А.С. Параметрическая надежность машин / А.С. Проников – М.: Изд. МГТУ им. Баумана, 2002. – 560с.



## **ВЫБОР ВЕНТИЛЯЦИОННОГО РЕЖИМА ДЛЯ ПРОФИЛАКТИКИ И ТУШЕНИЯ ЭНДОГЕННЫХ ПОЖАРОВ**

**Столбченко Е.В.**

*Государственное высшее учебное заведение «Национальный горный университет»,  
Украина, г. Днепрпетровск*

*Рассмотрены варианты управлением движением воздуха при профилактике и тушении эндогенных пожаров.*

Для уменьшения опасности самовозгорания угля необходимо обеспечить непрерывность проветривания и максимальную степень устойчивости проветривания выемочных участков.

Устойчивость характеризует способность вентиляционной сети сохранять заданные расходы и направленное движение воздуха в горных выработках при изменении аэродинамических сопротивлений элементов сети.

От устойчивости движения воздуха зависит интенсивность поступления кислорода к очагу самовозгорания в период низкотемпературного окисления и процесс накопления тепла в период самонагревания.

В зависимости от места самонагревания возможно два варианта управления устойчивостью движения воздуха.

Для выработанного пространства невозможно создать режим движения воздуха, нарушающий процесс накопления тепла по всей площади выработанного пространства, так как движение воздуха через выработанное пространство неравномерно по площади и всегда будут сохраняться места, где условия накопления тепла при любом режиме утечек нарушаться не будут.

Создание условий, нарушающих накопление тепла, возможно по трещинам через целики. Однако уловить момент начала самовозгорания угля до появления явных внешних признаков самовозгорания в целиках и определить его место сложно.

Неустойчивость движения воздуха по направлению характерна для диагональных ветвей. В нашем случае это относится к диагональному направлению утечек воздуха через выработанное пространство или по трещинам в целиках угля.

Диагональное направление утечек воздуха через выработанное пространство может иметь место при комбинированной системе разработки, когда используется штрек смежного отработанного столба в качестве вентиляционного, а воздухоподающий штрек проходится одновременно в ведением очистных работ, если при этом проветривание осуществляется с выдачей исходящей струи на массив с подвеживанием струи. Особые условия для диагонального направления утечек создаются при установке вен-

тиляционного окна или другом регуляторе вблизи лавы. Диагонально направленные утечки могут иметь место и при просачивании воздуха по трещинам через целик, оставляемый между двумя параллельными выработками.

Обычно считают, что эндогенные пожары приурочены к целикам между двумя выработками с противоположно направленной вентиляционной струёй. Это соответствует действительности в связи с большим перепадом давлений воздуха по обе стороны целика. Однако в отличие от этого случая, когда режим движения через трещины в целике одного направления могут происходить по диагонально расположенным путям, что способствует самовозгоранию угля в целике.

Большое значение для предупреждения эндогенных пожаров имеет выбор схемы вентиляции выемочных участков.

Руководство по проектированию угольных шахт [1] рекомендует конкретные схемы вентиляции для пластов угля, склонного к самовозгоранию. Однако на действующих шахтах эти рекомендации не всегда выполняются, тем более на пластах, которые официально не относятся к склонным к самовозгоранию, в частности, это относится и к шахтам Западного Донбасса.

Прямоточные схемы на пластах угля, склонного к самовозгоранию, создают благоприятные условия для эндогенного пожара. При таких схемах утечки воздуха охватывают большие площади выработанного пространства, что приводит несоблюдению требования ПБ [2], согласно которому ширина проветриваемой призабойной части выработанного пространства должна быть минимальной и недостаточной для создания инкубационного периода самовозгорания угля.

Прямоточная схема проветривания может способствовать эндогенному пожару даже на пластах, не склонных к самовозгоранию.

При прямоточной схеме одна из выработок поддерживается в выработанном пространстве. Более пожароопасной является схема, когда в выработанном пространстве находится выработка с исходящей струёй. Это связано с тем, что вентиляционная выработка имеет обычно меньшую площадь поперечного сечения по сравнению с воздухоподающей. Она находится обычно в худшем состоянии, чем выработка со свежей струёй. По этим причинам, удельное аэродинамическое сопротивление такой выработки больше, чем воздухоподающей.

Такое положение приводит к рассредоточению утечек через выработанное пространство на большую площадь. Поэтому в случае применения прямоточной схемы на пластах, где существует опасность самовозгорания угля, необходимо особое внимание обращать на состояние выработок, поддерживаемых в выработанном пространстве.

Особую опасность представляют спаренные, и тем более строенные лавы, которые до сих пор ещё используются в Западном Донбассе.

Для пластов склонных к самовозгоранию, схема вентиляции с расположением выработки с исходящей струёй в выработанном пространстве, в том числе при спаренных лавах, менее желательна, чем схема с расположением выработки с исходящей струёй в массиве угля.

Если все выработки находятся в массиве угля, то следует считать, что схема вентиляции с исходящей струёй по бортовым штрекам для пластов с углём склонным к самовозгоранию, более целесообразна. При исходящей струе по сборному штреку очаг самовозгорания, если он возникает, обычно находится в выработанном пространстве, прилегающем к внутренней границе между столбами, что подтверждается пожаром на шахте «Днепровская». Это затрудняет работы, как по профилактике эндогенного пожара, так и по его ликвидации.

В данном случае очень сложно управлять утечками через выработанное пространство в месте возникновения очага пожара с целью их уменьшения, так как утечки зависят от двух зависимых смежных воздушных потоков, омывающих две смежные лавы. Режим утечек воздуха через выработанное пространство в месте возникновения очага пожара непрерывно меняется, так как меняются аэродинамические сопротивления двух призабойных пространств в процессе выемки угля.

Особо неблагоприятным является последовательное проветривание двух лав. Такой случай имел место на шахте «Западно-Донбасская» на пласте С<sup>В</sup><sub>8</sub>.

В этом случае значительно возрастает перепад давления между свежей и исходящей струями, а значит, возрастают и утечки воздуха через общее для двух лав выработанное пространство. По той же причине возрастает величина утечек через выработанное пространство и с увеличением длины лавы. Это способствует возникновению самовозгорания. Кроме того, увеличение длины лавы. Это способствует возникновению самовозгорания. Кроме того, увеличение длины лавы обычно приводит к уменьшению скорости подвигания очистного забоя, что также способствует возникновению очагов нагревания.

Большое значение для увеличения скорости подвигания очистного забоя имеет выбор технологии и механизация работ.

Особое внимание при наличии спаренных лав необходимо обращать на величину опережения лав. При большом опережении одной из лав может значительно уменьшаться инкубационный период по отношению ко времени отработки двух лав, так как утечек воздуха через выработанное пространство опереживающей лавы сменяются утечками воздуха, определяемыми вентиляцией двух лав и даже утечками отстающей лавы. В этом

случае возрастает опасность возникновения пожара и при исходящих струях по бортовым штрекам.

При определении эндогенной пожароопасности в Донецком бассейне [3] не учитывается эффект подработки и надработки сближенных пластов, что для шахт Западного Донбасса является очень важным. На ряде шахт отрабатываются сближенные пласты, подрабатывающие или надрабатывающие сусуществующие выработанные пространства. Это, безусловно, вызывает просасывание через них воздуха, а значит возможность самовозгорания. На шахтах Западного Донбасса при наличии сближенных разрабатываемых пластов последние соединяются сборками, в качестве которых часто используются вентиляционные скважины большого диаметра (400-850 мм). В зависимости от взаимного расположения пластовых выработок вертикальные скважины бурятся с бортового штрека нижележащего пласта на бортовой штрек вышележащего, а горизонтальные – с панельного откаточного на бортовой штрек (в случае нахождения лавы у границ панели). Эти скважины бурятся для проветривания забоев подготовительных выработок, с целью управления метановыделением на выемочном участке, для подсыхания исходящей струи, а также для проветривания погашаемой части штрека.

Использование таких скважин повышает эффективность проветривания выемочных участков. В то же время приводит к увеличению утечек воздуха через выработанное пространство. Поэтому необходимо обоснованно выбирать их размещение, а после их использования производить их тщательную герметизацию.

Литература

1. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт.– Киев, 1994. – 311 с.
2. Правила безопасности у угольных шахтах. – К., 2000. – 398 с.
3. Инструкция по предупреждению и тушению подземных пожаров на шахтах Донбасса: – Донецк, 1984.-64 с.

**УДК 622.83**

## **ТЕЧЕНИЕ СЫПУЧЕГО МАТЕРИАЛА В СХОДЯЩЕМСЯ КАНАЛЕ**

**Федотова С.А.**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск*

*Рассматривается задача моделирования течения сыпучих материалов в сходящихся каналах. Указывается на несимметричность течения и возможность управления этим процессом.*

Задача о течении пластических материалов в сходящихся каналах представляет интерес для многих областей техники, связанных с обработкой металлов давлением, выпуском и переработкой сыпучих материалов и

т.д. Процессы движения в суживающихся каналах происходят и естественных условиях (движения горной породы в окрестностях выработки и т.п.). Различные аспекты проблемы такого движения исследовались во многих теоретических и экспериментальных работах. В теоретических работах рассматривается случай плоской деформации в радиальном канале. При этом вводятся две основные гипотезы: 1) весь деформируемый материал или его отдельные области целиком находятся в пластическом состоянии; 2) течение радиально и симметрично относительно оси симметрии канала.

Первая гипотеза носит принципиальный характер и связана с основными предположениями теории пластичности (и упругости) о том, что деформируемая среда является сплошной, и при построении математической модели любой бесконечно малый элементарный объем ее наделяется свойствами деформируемого макрообразца. Так, если образец деформируется упруго, то предполагается, что и каждый его элементарный объем деформируется упруго. Последнее позволяет задачу описания упругости свести к описанию упругого поведения элементарного объема. по аналогии правомерность такого перехода предполагается и при исследовании пластического поведения: если образец обнаруживает пластические свойства, то и каждый его элементарный объем деформируется пластически. Поэтому, как и в теории упругости, задача описания пластичности сводится к описанию пластического поведения элементарного объема сплошной среды, т.е. к определению связей напряжений, деформаций (скоростей деформаций) и других параметров, характеризующих состояние элементарного объема. Отсюда и постановка упруго(жестко)-пластичных задач приводит к необходимости определения областей упругого (жесткого) и пластического состояний. причем под последними понимаются области, каждый элементарный объем которых деформируется пластически.

Можно, однако, указать класс материалов, для которых предположение о тождественности свойств образца и его элементарного объема не выполняется даже приближенно. Действительно, пусть некоторый образец при определенных нагрузках обнаруживает пластические свойства. Возможна ситуация, когда при достаточно больших нагрузках образец разбивается дискретными поверхностями скольжения на отдельные части (блоки). При этом блоки деформируются упруго, а пластические свойства образца в целом связаны только с относительным проскальзыванием блоков по поверхностям скольжения. Материалы, для которых расстояния между поверхностями скольжения не являются малыми по сравнению с характерным размером деформируемой области, называют L-пластическими.

Таким образом, если для пластических материалов возможен переход к бесконечно малому пластическому объему и задача описания пла-

стичности сводится к определению связей между параметрами деформирования этого объема, то для L - пластических материалов такой переход невозможен и при описании L - пластичности возникают новые задачи: формулировка критерия появления поверхностей скольжения, определение связи между проскальзыванием и соответствующими напряжениями, описание свойств материала, от которых может зависеть расстояние между поверхностями скольжения, выяснение закономерностей функционирования пересекающихся поверхностей скольжения и т.д. Решение краевых задач для L- пластических материалов предполагает определение не упругих и пластических областей, а определение глобальных поверхностей скольжения и их эволюции в процессе деформирования. Экспериментальные данные показывают, что во многих случаях горные породы, различные грунты ведут себя как L- пластические. Так эксперименты, проведенные с сухими кварцевыми песками при их течении через радиальный сходящийся канал, показали, что они в данном случае ведут себя как L- пластические материалы [1].

На рисунке представлена схема движения сухого песка в радиальном симметричном сходящемся канале.

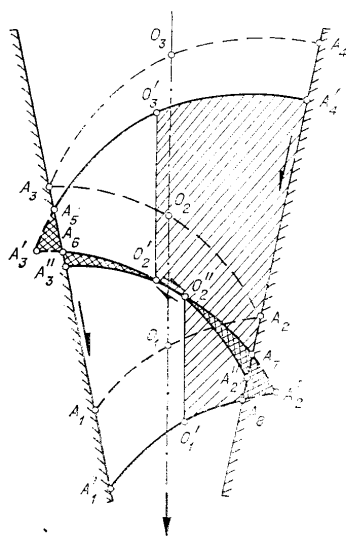


Рис. Схема течения песка в сходящемся радиальном симметричном канале

Образующиеся линии скольжения выделяют отдельные блоки («характеристические» треугольники), основания которых связаны с одной из боковых поверхностей канала. Боковые поверхности накладывают кинематические ограничения на движение оснований «характеристических» треугольников: каждое из оснований должно двигаться по соответствующей поверхности. Это обстоятельство приводит к тому, что течение становится нерадиальным и несимметричным. На рисунке показаны также возможные области несовместности  $A_5A_6A_3'$ ,  $A_3''A_6O_2'$  и  $A_7A_8A_2'$ ,  $A_2''A_7O_2''$ , которые возникли бы при движении блоков  $A_1A_2A_3$ ,  $A_2A_3A_4$  как жестких целых.

Требования совместности для реальных блоков приведут к тому, что в процессе движения эти блоки будут деформироваться, причем с увеличением смещения деформация будет возрастать. Когда она достигнет некоторой критической величины, произойдет локализация сдвигов, блок раздробится на более мелкие новой линией скольжения, и весь процесс повторится.

Анализ полученных данных по механизму деформирования песка в сходящемся радиальном канале показывает, что течение данного материала в канале является нерадиальным и несимметричным. Вид несимметрии зависит от случайных факторов и может изменяться от опыта к опыту. Процессом реализации того или иного вида асимметрии можно управлять, заведомо создавая незначительную асимметрию в условиях деформирования. Эти общие обстоятельства играют существенную роль при построении инженерных схем расчета.

Литература

1. Горячев, Л.В. Движение сыпучих материалов в трубах и бункерах.- М.: Машиностроение, 1968 г.-239 с.

УДК 622.253.35 (476)

## **АРМИРОВАНИЕ ФИЛЬТРОВ СКВАЖИН ПУТЕМ НАМОРАЖИВАНИЯ ЛЬДА**

**Бабец М.А., Халявкин Ф.Г.**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск*

*В статье рассматривается способ армирования льдом фильтрующего элемента гидрогеологических скважин путем замораживания воды под действием естественных отрицательных температур воздуха в зимний период и с применением углекислоты в теплое время года*

Важным звеном погружного оборудования в гидрогеологические скважины является фильтр, целостность которого может нарушаться при его транспортировке и установке в водоносный горизонт. В результате этого снижается качество оценки параметров пласта, ухудшаются эксплуатационные показатели скважин. Для предотвращения указанных явлений разработан метод защиты фильтров гидрогеологических скважин намораживанием льда.

Метод предусматривает заполнение фильтрующего элемента водой с ее последующим замораживанием под действием естественных отрицательных температур воздуха в зимний период и с применением специальных средств (твердой углекислоты) в теплое время года. Полученное таким образом армирование позволяет предотвратить повреждение и загрязнение фильтра при транспортировке и установке в скважину. В теплое

время года намораживание льда производится непосредственно перед спуском фильтра в скважину.

В скважине происходит постепенное таяние льда и восстановление проницаемости фильтра. В данной статье рассматривается способ армирования льдом с использованием естественных отрицательных температур воздуха в зимний период. Этот вариант метода наиболее прост и технологичен, особенно для применения в северных районах страны. При использовании метода необходимым условием является наличие в скважине горных пород и жидкости с температурой выше  $0^{\circ}\text{C}$ . Армирование льдом может применяться для проволочных, сетчанных, корзинчатых, кожуховых фильтров, фильтров с упругими пластиковыми фильтрующими элементами. Указанный метод неприемлем для блочных фильтров с гравийно-клеевыми, пористобетонными и другими фильтрующими элементами. Это вызвано тем, что расширение воды при фазовом переходе в лед в ячейках фильтрующих элементов, обладающих высокой жесткостью, может привести к повреждениям фильтрующих элементов, внешне выражающимся в появлении трещин и выкрашивании на поверхности фильтра. Последнее обстоятельство следует учитывать при применении метода для защитного армирования фильтров новых конструкций.

Для намораживания армировки используется приспособление, изображенное на рис. 1. В состав приспособления входят желоба 2, выполненные из жести или оцинкованного железа. Внутренний диаметр желоба должен соответствовать конечному диаметру скважины. Например, при конечном диаметре скважины 112 мм внутренний диаметр желоба выбирается  $110 \div 111$  мм, при диаметре скважины 132 мм -  $130 \div 131$  мм и т.д. Длина желоба должна соответствовать длине секции фильтра превышая ее на  $10 \div 20$  см. Желоба укладываются на подставки 4, выполненные из деревянного бруса прямоугольного или квадратного сечения. В брус выполняются пазы под желоба 2. В зависимости от количества армируемых фильтров количество желобов может изменяться от 1 до 10 и более. При централизованном изготовлении армирования на базе партий и экспедиций количество желобов определяется общим объемом работ по фильтрам. При этом следует учитывать, что на армирование одного фильтра требуется от 2 до 24 часов при использовании одного желоба. Время намораживания зависит от температуры воздуха: при снижении температуры время намораживания сокращается. Намораживание можно осуществлять при температуре воздуха  $-1^{\circ}\text{C} \div -2^{\circ}\text{C}$  и ниже. Желательно наличие на месте проведения работ паяльной лампы.

Для реализации способа необходима техническая вода. Желательно наличие небольшого количества солидола, бензина, хозяйственного мыла



(возможно использование других омыленных солей жирных кислот), дресовой муки или пластиковой крошки.

Последовательность операции по намораживанию армирования следующая.

Фильтр 1, или секция фильтра (рис. 1) укладывается в желоб 2. Нижняя секция фильтра укладывается таким образом, чтобы ниже башмака фильтра оставалось 15-20 см свободного пространства.

Присоединительные резьбы смазываются солидолом.

В желоб заливается вода на  $1/3 \div 1/2$  глубины желоба (желоб в поперечном сечении представляет собой полуокружность (рис. 2, а)).

В зависимости от температуры окружающего воздуха фильтр выдерживается в воде от 0,5 до 8 часов до ее полного фазового перехода в лед.

Постукивая по желобу деревянным молотком или аналогичным приспособлением, а также слегка прогревая желоб паяльной лампой, добиваются отслаивания ледяной армировки от поверхности желоба. Затем поворачивают фильтр в желобе на  $90^\circ$ .

Снова заливают в желоб воду на  $1/3 \div 1/2$  глубины желоба. При этом используют воду, предварительно охлажденную в открытой емкости до  $+1^\circ\text{C} \div +2^\circ\text{C}$ .

Повторяют операции дважды, пока ледяное армирование не приобретет в поперечном сечении форму, показанную на рис. 2, б.

По окончании намораживания фильтр полностью армируется льдом на всю глубину фильтрующего элемента. Во внутренней полости фильтра остается осевой канал, вписываемый в окружность  $30 \div 40$  мм. Ниже башмака фильтра образуется ледяной опережающий «буфер» также с осевым каналом.

Присоединительную резьбу фильтра освобождают от льда скалыванием или оттаиванием с помощью паяльной лампы. После указанной операции, выполняемой на буровой, фильтр готов к использованию в скважине. Все эти операции могут выполняться как на базе партии или экспедиции, так и на буровой.

В зимнее время года при устойчивых отрицательных температурах воздуха армирование льдом целесообразно выполнять на базе партии или экспедиции. В осенне-весенний период, при возможных оттепелях, работы по армированию следует проводить на буровой за сутки-двое до установки фильтра в скважину. Эффективность действия ледяного армирования определяется скоростью таяния льда в скважине. Скорость таяния зависит от температуры воды в скважине, от скорости потока воды, омывающей поверхность таяния, и может изменяться в широких пределах.

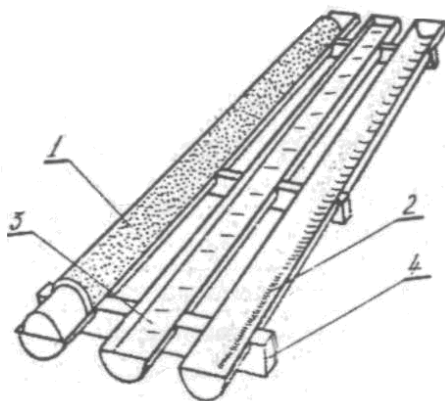


Рис. 1. Приспособление для намораживания ледяного армирования  
1 – фильтр; 2 – желоб; 3 – вода; 4 – подставка

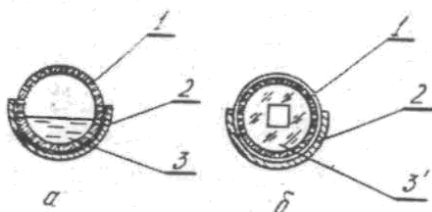


Рис. 2. Поперечное сечение желоба с размещенным в нем фильтром:  
а – начало намораживания; б – окончание намораживания  
1 – фильтр; 2 – желоб; 3 – вода; 3' – лед

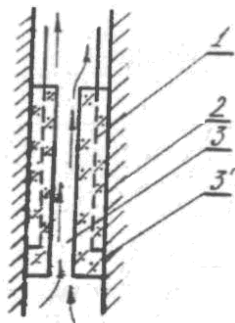


Рис. 3. Схема фильтра, армированного льдом в скважине

1 – фильтр; 2 – стенки скважины;  
3 – скважинная жидкость; 3' – лед

Для схемы циркуляции жидкости при посадке фильтра в скважину (рис. 3), экспериментально установлены значения времени таяния ледяного армирования и глубина спуска фильтра с армированием до момента начала восстановления проницаемости фильтра (рис. 4 и рис. 5). Указанные диаграммы служат для прогнозной оценки эффективности применения ледяного армирования в каждом конкретном случае. Входным параметром для оценки метода служит температура промывочной жидкости в скважине, косвенно определяемая за мерами на устье скважины при циркуляции жидкости в процессе бурения. Замеры выполняются термометром из комплекта лаборатории контроля качества глинистых растворов. Более точные измерения проводятся с помощью погружных инструментов.

Например, температура жидкости в скважине составляет около  $8\text{ }^{\circ}\text{C}$ , диаметр скважины 112 мм. Из диаграммы на рис. 5, интерполируя между кривыми, построенными для температуры  $5\text{ }^{\circ}\text{C}$  и  $10\text{ }^{\circ}\text{C}$ , находим, что глубина спуска фильтра, до начала восстановления его проницаемости при средней скорости спуска инструмента (равна частному от деления суммарной длины инструмента на суммарное время.

работ по спуску инструмента и определяется опытным путем по ранее пробуренным скважинам)  $0,2\text{ м/с}$  составит около  $200 \div 210$  для диаметра скважины 112 мм. А время таяния армирования (рис. 4) составит около  $15 \div 18$  мин. Таким образом, если глубина посадки фильтра не превышает 200 м, армирование обеспечит защиту фильтра от кольматации до забоя. Если допускаемая глубина спуска фильтра существенно превышает глубину скважины, это означает, что в момент достижения забоя скважины ледяное армирование полностью не стаивает. Окончательное удаление льда происходит при освоении скважины. Скорость оттаивания льда существенно возрастает при увеличении скоростей потока воды, ее температуры и минерализации. Ориентировочно время таяния армирования при прокачивании жидкости можно также определить по диаграмме на рис. 4. В этом случае к значениям скорости спуска инструмента для перевода их в скорость потока жидкости следует применять поправочный коэффициент: скорость потока жидкости примерно равна скорости спуска инструмента умноженная на 2.

Для повышения стойкости ледяного армирования возможно применение:

А) Манжет, устанавливаемых в нижней части фильтра и препятствующих поступлению жидкости в кольцевой зазор между фильтром и стенками скважины, при спуске фильтра в скважину. Манжеты могут выполняться из резины. Они замедляют стаивание льда с внешней поверхности фильтра за счет снижения скорости потока в кольцевом пространстве.

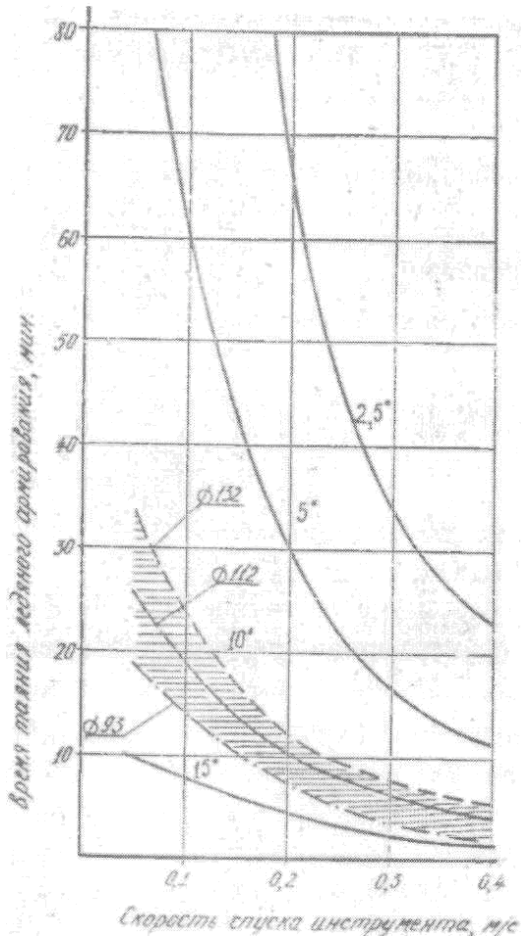


Рис. 4. Изменение времени таяния ледяного армирования в зависимости от скорости спуска инструмента, температуры воды в скважине (2,5°, 5°, 10°, 15°С), диаметра фильтра по ледяному армированию (для температуры воды 10 °С).

Указан наружный диаметр армирования (равен диаметру скважины), внутренний диаметр армирования соответственно:  
 для диаметра 132 – 40, для диаметра 112 – 40, для диаметра 93 – 30

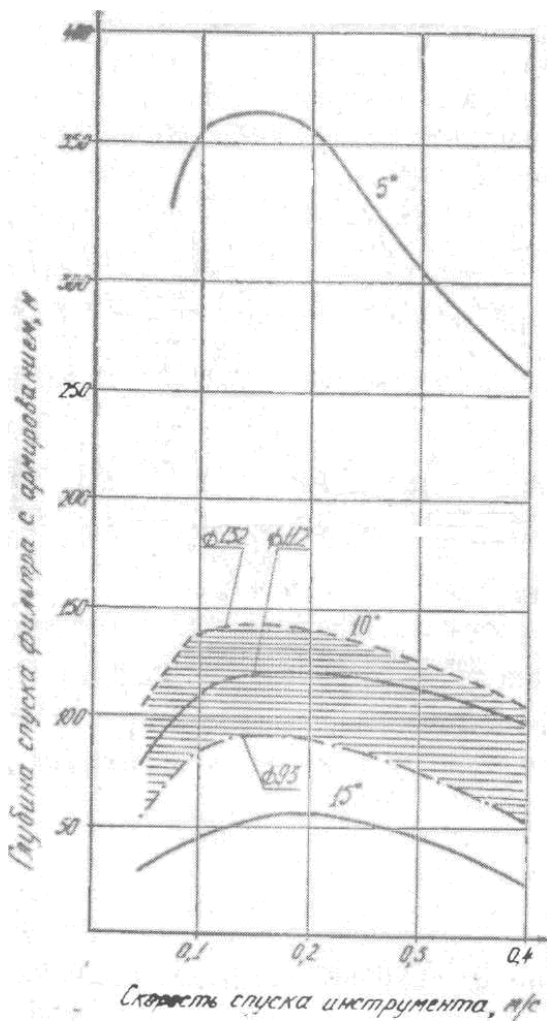


Рис. 5. Изменение глубины спуска фильтра с армированием до момента начала восстановления проницаемости фильтра, в зависимости от скорости спуска инструмента, температуры воды в скважине (2,5°, 5°, 10°, 15°С), диаметра фильтра по ледяному армированию (для температуры воды 10°С).  
Остальные параметры армирования – то же, что на рис. 4.

Б) Наполнителей из древесной или пластиковой крошки, вводимых в армировку по ее внешней поверхности. Введение наполнителей осуществляется в процессе намораживания путем периодического нанесения наполнителей на влажную поверхность льда.

В) Мыльного раствора концентрацией от 10 ÷ 20 (по весу), наносимого на внешнюю поверхность ледяного армирования набрызгиванием с последующим замораживанием.

Стойкость ледяного армирования повышается также намораживанием массивного ледяного «буфера» длиной до 1 м ниже башмака фильтра, интенсивной промывкой скважины предварительно охлажденной в поверхностных емкостях водой. Промывка осуществляется перед посадкой фильтра. Температура воды от +1 °С до +4°С. Время промывки 0,5 ÷ 2 часа.

При сложной конструкции скважин, характеризующейся применением одной или нескольких посаженных «впортай» обсадных колонн, защитное замораживание может осуществляться до значений наружного диаметра ледяного армирования, превышающего конечный диаметр скважины. В этом случае наружный диаметр армирования подбирается под внутренний диаметр наиболее протяженной по длине обсадной колонны, а спуск инструмента в местах перехода на меньший диаметр обсадки осуществляют по минимальной скорости.

При применении метода в разрезах, содержащих мерзлые породы, следует обращать особое внимание на выяснение температурного режима в зоне установки фильтра, а также мощности перекрывающих мерзлых отложений. При наличии значительной по мощности (свыше 10 м) перекрывающей мерзлоты применять защитное намораживание не рекомендуется. Температура горных пород в зоне установки фильтра должна быть не менее 2-3 °С.

#### Литература

1. Федоров, Ю.С. Предупреждение кольматации фильтров гидрогеологических скважин / Ю.С. Федоров, А.А. Петров // Разведка и охрана недр – М. – 1974. - № 7. - С. 56-58.

## **СПОСОБ ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ УЧАСТКОВ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МОДЕЛИ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

**Шпургалов Ю.А., Багинский М.А., Бокшиц В.Н., Лойко В.В.**  
*Белорусский национальный технический университет, г. Минск*

*В данной статье предложен способ оптимизации параметров обработки участков шахтных полей с использованием модели их горно-геологических характеристик применительно к условиям Старобинского месторождения калийных солей. Данный способ применен (апробирован) для обоснования выбора лучших (квазиоптимальных) параметров технологической схемы обработки второго калийного горизонта третьего рудоуправления.*

**Введение.** Из всех проблем, с которыми сталкивается современная калийная промышленность Республики Беларусь, отметим следующие. Необходимость обрабатывать участки шахтных полей с более низким содержанием полезного компонента, повышающиеся требования к природоохранным мероприятиям, рост цен на энергоресурсы и добычное оборудование, конкуренция на мировом рынке калийных удобрений. Все это накладывает жесткие требования на выбор параметров технологии обработки участков шахтных полей Старобинского месторождения. Поэтому оптимизация параметров обработки участков шахтных полей является актуальной научной задачей.

**Результаты исследования.** В работе разработан алгоритм, который применен для обоснования выбора лучших (квазиоптимальных) параметров обработки участка шахтного поля второго калийного горизонта третьего рудоуправления. Разработанный алгоритм представляет собой усовершенствованный метод вариантов, отличающийся от известных подходов следующим. Изначально, по определенному алгоритму, формируется множество возможных вариантов обработки участка шахтного поля. Затем формализуется экономико-математическая модель оптимизации параметров технологии обрабатываемого участка. На следующем этапе из множества возможных вариантов исключается подмножество вариантов, которые по разным признакам (в том числе и по результатам интуитивного моделирования) не могут быть отнесены к оптимальным. После этого каждый вариант из подмножества оставшихся вариантов, проверяется на соответствие формализованной экономико-математической модели, содержащей целевую функцию и ограничения. Из всех вариантов выбирается тот, у которого значение целевой функции имеет экстремальное значение. Возможно использование и многокритериальных экономико-математических моделей.

С помощью разработанного способа получены квазиоптимальные параметры технологической схемы, с помощью которой рекомендуется обработать исследуемый участок шахтного поля второго калийного горизонта третьего рудоуправления. Целевая функция формализованной экономико-математической модели оптимизационной задачи представляет собой алгебраическую сумму затрат на проведение и крепление подготовительных выработок, амортизационные отчисления на оборудование, электроэнергию, расходные материалы и фонд оплаты труда.

Результаты исследований представлены таблицей 1.

Показано, что для определенных участков шахтного поля второго горизонта третьего рудоуправления применение столбовой системы разработки со слоевой выемкой сильвинита (низкие лавы) обеспечивает лучшие технико-экономические показатели, нежели применение столбовой селективной системы с использованием современных селективных комплексов. Этот вывод, в определенном смысле, противоречит распространенному мнению о том, что современные селективные комплексы преимущественнее, отчасти, устаревших низких лав. Полученный нами вывод имеет объяснение, состоящее в том, что низкие лавы имеют меньшее количество оборудования и, соответственно, более низкие амортизационные отчисления, меньшие затраты на электроэнергию. Кроме того, низкие лавы имеют относительно быструю скорость подвигания забоя и, следовательно, отработка панели осуществляется за меньший срок.

Следует отметить, что преимущество одной технологической схемой над другой определяется горно-геологическими условиями, в которых предполагается их использовать. Поэтому центральным звеном сравнения различных технологических схем отработки участков шахтных полей является моделирование горно-геологических характеристик месторождения. Без использования таких моделей доказательства преимуществ одной технологической схемы над другой будет не достаточно обоснованным.

На рис. 1 представлен интерфейс компьютерной модели «Геология», поясняющий алгоритм моделирования горно-геологических показателей участков шахтных полей применительно для рудников ОАО «Беларуськалий». Концепция построения данной компьютерной модели была разработана одним из авторов настоящей статьи [2].



Таблица 1. ТЭП отработки участка селективной и слоевой лавами

<i>Основные исходные данные</i>		
Тип лавы	селективная	слоевая
Норма амортизации	0,22	0,22
Длина лавы (м)	250	250
Длина столба лавы (м)	3000	3000
Ширина захвата (м)	0,8	0,8
Мощность вынимаемого пласта	2,80	1,05
Длина сбойки (м)	350	350
Количество сбоек (шт.)	20	20
Плотность породы	2,1	2,1
Число рабочих	19	26
З/п в месяц на одного рабочего	9 323 657	9 323 657
Затраты на проведение и крепление 1м выработ. (бел. руб.)	455000	455000
Стоимость оборудования (бел. руб.)	76 761, 55 млн.	140 346,8 млн.
<i>Моделируемые параметры</i>		
Суммарная длина выработок (м)	19000	19000
Нагрузка на очистной забой	3080	3080
Количество циклов в день	3,00	7,00
Срок отработки панели (лет)	4,17	1,79
Вынимаемая горная масса из панели	3 087 000,00	3 087 000,00
Затраты на з/п	8 857 474 150	5 194 608 900
Фактич. потребл. мощность	1285,8	1765,8
Годовой расход эл. энергии	6943320	9535320
Затраты на эл энерг.	1 671 540	983 802
Уд. затраты расх. мат-ов на 1 т руды	712,605	712,605
Затраты на расходн. материалы	2 199 812 403	2 199 812 403
Затраты на амортизац отчисления	70 364 754 166	55 136 242 857
Затраты на провед. подгот. выработок	8 645 000 000	8 645 000 000
Суммарные затраты (руб.)	90 068 712 259	71 176 647 963
Отношение затрат	1,27	

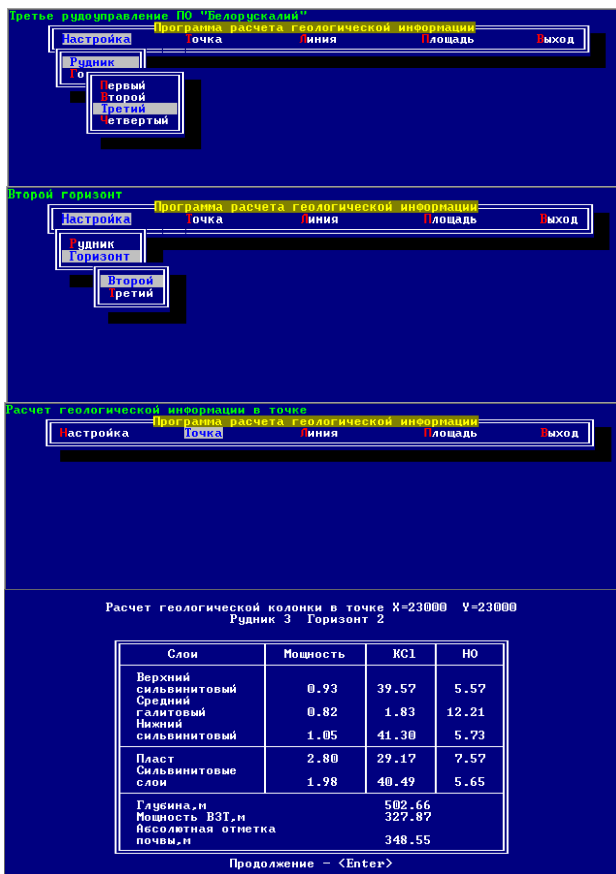


Рис. 1. Алгоритм расчета горно-геологических показателей участка шахтного поля с использованием компьютерной модели «Геология».

Литература

1. Шпургалов, Ю.А. Компьютерное моделирование принятия решений в производственных задачах: монография / Ю.А. Шпургалов. – Минск: БНТУ. 2009 г. – 217 с.
2. Шпургалов, Ю.А. Информационная математическая модель горно-геологических характеристик пластовых месторождений калийных солей: статья / Ю.А. Шпургалов. – Москва: Известия вузов, Геология, 2004г. - №3.

## **ОЦЕНКА РИСКА НАДЕЖНОСТИ КОНСТРУКЦИЙ ЭКСПЛУАТИРУЕМЫХ ОБЪЕКТОВ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО ПРЕДПРИЯТИЯ**

**Андреев Б.Н., Бровко Д.В., Хворост В.В.**

*Криворожский национальный университет, г. Кривой Рог, Украина*

*Выполнен анализ оценки риска состояния строительных объектов поверхности горнопромышленного комплекса по критерию снижения их несущей способности функционально связанного с вероятностью риска обрушения зданий и сооружений. С помощью предложенной методики может быть исследована количественная взаимосвязь между снижением «несущей способности» элементов зданий и сооружений с «состояниями» строительных объектов.*

Аварийные ситуации на объектах поверхности горнопромышленного комплекса, вызванные запроектными воздействиями, в общем случае непредсказуемы и сводятся к локальным аварийным воздействиям на отдельные конструкции одного здания: взрывы, пожары, карстовые провалы, дефекты конструкций и материалов, некомпетентная реконструкция (репланировка) и т. п. случаи.

Как правило, воздействие рассматриваемого типа приводит к местным повреждениям несущих конструкций зданий. При этом в одних случаях чрезвычайные ситуации этими первоначальными повреждениями и исчерпываются, а в других - несущие конструкции, сохранившиеся в первый момент аварии, не выдерживают дополнительной нагрузки, ранее воспринимавшейся поврежденными элементами, и тоже разрушаются.

Существующая нормативная база по управлению безопасностью строительных объектов не в полной мере справляется с возложенными на нее задачами, а норм, которые регламентируют риск аварии зданий, нет вообще. Использование в строительстве методики нормирования, основанной на коэффициентах надежности, теоретически обеспечивает безопасность строительных конструкций. Однако опыт эксплуатации конструкций показывает, что надежность является необходимым, но не достаточным условием безопасности.

Установлено, что в 80 % случаев причиной строительных аварий являются грубые человеческие ошибки, допускаемые при проектировании, изготовлении и монтаже несущих конструкций, которые при невыгодном сочетании с непредсказуемыми факторами природно-климатического и техногенного характера становятся причинами обрушений строящихся и уже построенных зданий и сооружений.

Таким образом, формирование процедур и методик, позволяющих устанавливать степени конструкционной безопасности зданий с учетом риска, является весьма актуальной потребностью строительного комплек-

са. Механизмом практической реализации политики обеспечения безопасности строительных объектов должна стать система управления рисками на всех стадиях жизненного цикла здания и сооружения.

Значительный износ существующих зданий и сооружений с большим сроком эксплуатации, а также низкое качество строительных объектов, возведённых в стране за последние четверть века, являются причинами роста числа обрушений зданий и сооружений, нередко сопровождающихся гибелью людей. В этой связи для повышения надёжности и безопасности эксплуатации строительных объектов в последние годы разработан целый ряд нормативных документов в области диагностирования, обследования и мониторинга технического состояния зданий и сооружений.

Исторически задачи повышения безопасности зданий и сооружений при длительном их использовании решались по разным методологическим концепциям, сыгравшим, несомненно, свою положительную роль. Следует отметить, что ещё на рубеже 60-х - 70-х годов прошлого века усилия известных специалистов [1] были направлены на научное обоснование принципов задания уровня надёжности зданий и сооружений ещё на стадии их проектирования, что позволило в 80-х годах при переработке всех СНиПов по проектированию несущих элементов (строительных конструкций и грунтовых оснований) зданий и сооружений ввести соответствующие коэффициенты «запаса» (по надёжности, условиям работы, по материалу и т. п.), которые заложены во всех СНиПах по проектированию и в настоящее время. Однако подобный методологический подход не позволяет оценивать фактическую надёжность несущих элементов и в целом зданий и сооружений на стадии их эксплуатации, поскольку в классической теории [1, 2] надёжность любого объекта должна оцениваться вероятностью того, что объект на заданный момент окажется в каком-то заданном состоянии. Невозможность решения подобных задач оценивания надёжности применительно к таким объектам, как эксплуатируемые здания и сооружения, в частности, обусловлена была тем, что в нормативной базе не была регламентирована классификация состояний строительных объектов и их несущих элементов, которая впервые в нашей стране была представлена в 1998 году [3]. Однако даже введение этой классификации не позволяет оценивать надёжность эксплуатируемых строительных объектов по показателю вероятности того, что объект в данное время (или через какое-то время) окажется в каком-то конкретном состоянии (например, в «работоспособном», «ограниченно работоспособном», или в каком-то другом состоянии), поскольку на практике для распознавания (идентификации) этого состояния нам никогда не хватает информации, которая должна вводиться в расчётные зависимости для вычисления вероятности очень слож-

ного события, каковым является конкретное «техническое состояние» строительных объектов.

Понимание этого факта привело к необходимости развития другого методологического направления по обеспечению безопасности эксплуатации строительных объектов, а именно к разработке научных основ технического диагностирования состояния несущих элементов зданий и сооружений. Вместе с тем эта классификация состояний зданий и сооружений далека от совершенства, так как на практике при проведении обследований состояния строительных объектов она не позволяет с достаточной степенью объективности настолько точно оценивать расчётным путём «несущую способность» элементов строительных объектов, чтобы однозначно и обоснованно идентифицировать переход несущих элементов зданий и сооружений из одного состояния в другое.

Неразрешимой на современном этапе всё равно остаётся проблема объективного оценивания состояния эксплуатируемых зданий и сооружений по критериям несущей способности их элементов, которую всегда желательно определять не расчётно-теоретическими методами, как это предписывается нормативными документами [3], а аппаратными способами. Вместе с тем сложность данной проблемы носит, по крайней мере, двоякий характер.

Во-первых, при статических режимах загрузки зданий и сооружений выявить фактическую «несущую способность» элементов эксплуатируемых строительных объектов (грунтового основания и конструкций) в лучшем случае удаётся лишь тогда, если на стадии строительства объекта установлены тензодатчики в грунтовое основание и в несущие строительные конструкции, регистрирующие в них фактические напряжения. Но нормативно это сегодня не предписывается. Для промышленных зданий и сооружений, диагностирование состояния которых выполняется периодическими их обследованиями в соответствии с [3], мы можем с помощью средств неразрушающих методов контроля (НМК) определять лишь фактическую прочность материала конструкций. Переход же от прочности материала конструкций  $\bar{R}$  к их «несущей способности» ( $P_{нс}$ ) сегодня осуществляется лишь расчётно-теоретическими методами по правилам строительной механики и сопротивления материалов. В то же время специалистам известно, что такой переход,

$$R \Rightarrow (P_{нс}), \quad (1)$$

при сложных конструктивных схемах современных строительных объектов всегда сопряжён со значительными неточностями и неопределённостью

стями даже при использовании современных численных методов расчёта, например, в виде метода конечных элементов (МКЭ). Связано это, прежде всего, с тем, что параметр  $R$  следовало бы определять в значительном числе точек (расчётных сечений) строительных конструкций, к которым в эксплуатируемых зданиях и сооружениях зачастую нет доступа приборами НМК из-за наличия облицовочных отделочных покрытий как внутри зданий, так и по их фасадам. Кроме того определение прочности материала (бетона) железобетонных конструкций (ЖБК) с помощью доступных средств НМК сегодня ограничивается толщинами до 60 см.

Что же касается грунтовых оснований, то доступа к ним под эксплуатируемыми зданиями и сооружениями вообще нет, и определить сопротивление (прочность) грунтов  $R$  под эксплуатируемым строительным объектом, как правило, практически не возможно.

Во-вторых, оценивание состояний зданий и сооружений по критерию «несущей способности» в соответствии с [3] методически может быть осуществимо, если было бы возможно измерить те фактические нагрузки (хотя бы статические)  $P_{\phi}$  которые испытывают грунтовые основания и конструкции эксплуатируемых зданий и сооружений. Как известно, на стадии проектирования строительных объектов расчётным путём определяют предельные (критические) нагрузки  $P_{кр}$  которые могут выдержать те или иные здания и сооружения. Тогда на стадии их эксплуатации оценивание состояния их несущих элементов (грунтового основания и конструкций) можно было бы выполнять по известному правилу строительной механики, что несущая способность обеспечена при условии:

$$P_{\phi} \leq P_{кр}, \quad (2)$$

Однако, как можно измерить (каким динамометром) фактический вес здания, передаваемый на грунтовое основание? Поскольку параметр  $P_{\phi}$  в этом случае (по аппаратурным данным) неизвестен, то алгоритм оценивания по критерию его «несущей способности» (2) оказывается нереализуемым. Вследствие этого, как на стадии проектирования, так и на стадии эксплуатации строительных объектов, параметр  $P_{\phi}$  в (2) для всех несущих элементов (грунтового основания и конструкций) определяется расчётным путём (по известной процедуре сбора нагрузок). Вместе с тем процедура сбора нагрузок (ввиду её трудоёмкости и неточности) на прак-

тике всегда выполняется с «запасом», и поэтому расчётное значение нагрузок как правило, превосходит фактическое значение нагрузок.

$$\left(P_{\phi}\right)^p > P_{\phi}, \quad (3)$$

а фактическое значение нагрузок  $P_{\phi}$  остается неизвестным.

Таким образом, алгоритм диагностирования состояния зданий и сооружений по критерию их «несущей способности» (2) оказывается нереализуемым. Кроме того, практика показывает, что не исключены ошибки в расчётах параметра  $\left(P_{\phi}\right)^p$  когда он оказывается заниженным в сравнении с фактическими нагрузками что при использовании алгоритма (2) даёт вообще неадекватные оценки о состоянии объекта, приводящие к обрушениям зданий и сооружений, когда при их проектировании или обследовании на стадии эксплуатации вместо алгоритма (2) фактически оказывается ситуация:

$$\left(P_{\phi}\right)^p < P_{\phi} > P_{кр}, \quad (4)$$

Анализ причин большинства обрушений зданий и сооружений свидетельствует о том, что основной причиной этих обрушений является ситуация (4) ввиду незнания фактических нагрузок (или трудно прогнозируемых). В случае воздействия на здания и сооружения динамических (и в особенности случайных динамических) нагрузок ситуация лишь ещё больше усугубляется (при воздействии ветровых и сейсмических нагрузок, технологических нагрузок и т. п.).

В этой связи представляется актуальным для оценивания надёжности эксплуатируемых зданий и сооружений использовать теорию рисков возникновения опасных и аварийных ситуаций. Вместе с тем для несущих элементов строительных объектов применение этой теории находится в зачаточном состоянии. В этой связи в данной области имеется весьма ограниченное число публикаций, например, свидетельствующее о целесообразности исследования применимости теории рисков к технической диагностике строительных объектов.

На процесс зарождения и развития риска оказывает свое влияние многообразие факторов и условий (рис. 1). Приведенная схема позволяет выделить целый ряд первопричин риска: отказы в работе узлов и оборудования вследствие их конструктивных недостатков, плохого технического изготовления или нарушения правил технического обслуживания; отклонения от нормальных условий эксплуатации; ошибки персонала; внешние воздействия и пр.

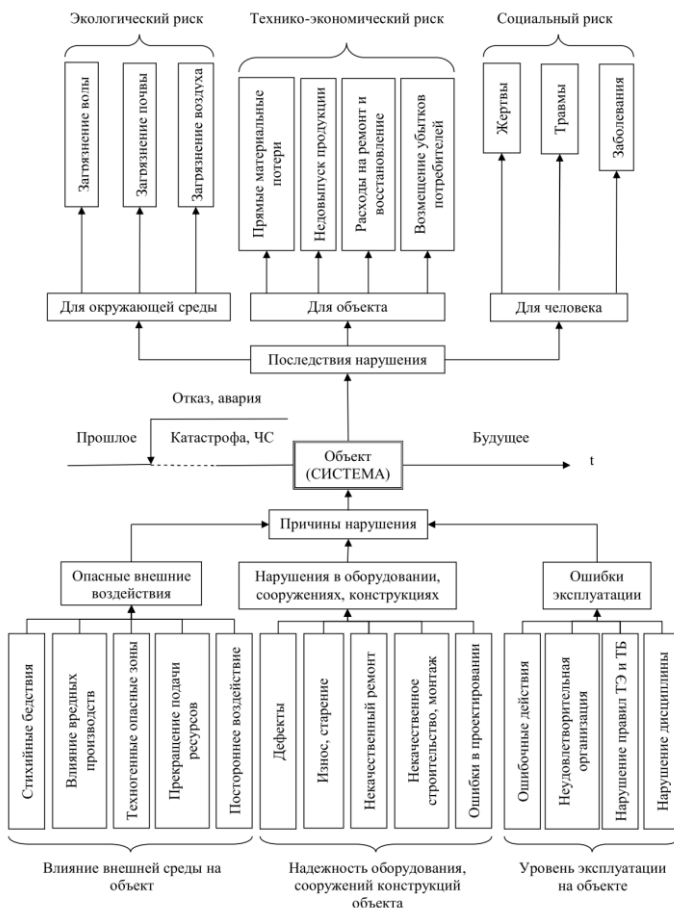


Рис. 1. Функциональная модель развития риска промышленного объекта

Вследствие возможности возникновения указанных причин опасные промышленные объекты постоянно находятся в неустойчивом состоянии, которое по отношению к безопасности производства становится особенно критичным при возникновении аварийных ситуаций на объектах.

Обычно аварии предшествует накопление дефектов или отклонения от нормального хода процессов. Эта фаза может длиться минуты, сутки или даже годы. Сами по себе дефекты или отклонения еще не приводят к аварии, но их накопление увеличивает риск ее возникновения. В процессе



эксплуатации объекта, как правило, выпадает эта фаза из-за невнимания к регламенту или недостатка информации о работе объекта. На следующей фазе происходит неожиданное событие, которое существенно меняет ситуацию. Попытки восстановить нормальный ход технологического процесса, не обладая полной информацией, зачастую только усугубляют развитие аварии. Наконец наступает последняя фаза – авария.

Если оценивать риск возникновения опасной и (или) аварийной ситуации с эксплуатируемым строительным объектом по вероятности  $P$  разрушения (выхода из строя) одного из несущих элементов объекта, влекущего за собой разрушение данного объекта (здания, сооружения) или невозможность выполнения им возложенных на него функций. При этом предполагается, что возникновение опасной и аварийной ситуации является следствием снижения несущей способности ( $P_{нс}$ ) несущих элементов строительного объекта. Также предполагается, что на стадии проектирования объекта для всех его несущих элементов (грунтового основания и конструкций) была задана расчётная (требуемая) несущая способность  $[P_{нс}]$ . Длительная эксплуатация объекта со временем приводит к снижению несущей способности (по разным причинам) его элементов на некоторые величины ( $\Delta(P_{нс})$ ) так, что фактическая несущая способность ( $(P_{нс})_{\phi}$ ) элементов объекта становится равной:

$$(P_{нс})_{\phi} = [P_{нс}] - \Delta(P_{нс}), \quad (5)$$

Далее вводим коэффициент снижения несущей способности  $\eta$  который определяем:

$$\eta = \frac{[P_{нс}]}{(P_{нс})_{\phi}}. \quad (6)$$

Тогда

$$\left. \begin{array}{l} \text{при } \Delta(P_{нс}) = 0 \Rightarrow [P_{нс}] = (P_{нс})_{\phi} \\ \eta = 1 \end{array} \right\}, \quad (7)$$

$$\left. \begin{array}{l} \text{при } \Delta(P_{нс}) > 0 \Rightarrow (P_{нс})_{\phi} \Rightarrow 0 \\ \eta = \infty \end{array} \right\}. \quad (8)$$

Т. е. коэффициент  $\eta$  может изменяться в пределах:

$$\eta = \{1, \infty\}. \quad (9)$$

Очевидно, что при возрастании показателя  $\eta$  (при снижении несущей способности элементов объекта  $(P_{нс})_{\phi}$ ) вероятность разрушения объекта, как показателя риска возникновения опасной и аварийной ситуации, возрастает. Следовательно, в принципе существует некоторая зависимость вероятности обрушения строительного объекта  $P$  от показателя снижения несущей способности его элементов  $\eta$  (5) - (9):

$$P = P(\eta). \quad (10)$$

При этом с возрастанием  $\eta = \{1, \infty\}$  вероятность разрушения объекта  $P$  возрастает от 0 до 1:

$$P(\eta) = \{0, 1\}. \quad (11)$$

Можно себе представить ситуацию, когда показатель  $\eta$  может быть и меньше 1. Такое бывает в том случае, если

$$(P_{нс})_{\phi} > [P_{нс}], \quad (12)$$

это на практике означает - строительный объект построен с запасом по несущей способности, что в практике проектирования строительных объектов (в [2] и в СНиПах) регламентируется соответствующими коэффициентами  $\gamma$  надёжности, условий работы и т. п.:

$$\gamma = \frac{(P_{нс})_{\phi}}{[P_{нс}]} > 1, \quad (13)$$

С этой точки зрения коэффициенты надёжности (запаса)  $\gamma$  являются обратными по отношению к показателю  $\eta$ .

В теории рисков принято, что зависимости типа (10) должны задаваться на основе большой статистики по опыту эксплуатации объектов-аналогов или на основе экспертных оценок.

Зададим графическую форму зависимости (10), представленную на рис. 2 кривой *A-B-C-D*. Логика её построения заключается в следующем.

Для случая, когда имеются запасы по несущей способности строительного объекта и  $\eta \leq 1$ , вероятность обрушения объекта  $P$ , очевидно, следует принимать равной нулю (точка  $A$  на рис. 2).

При снижении несущей способности элементов объекта  $\Delta(P_{nc})$  на 10%, когда  $\eta = 1,1$  оценивают вероятность обрушения строительного объекта, равной  $P = 0,85$  (точка  $C$  на рис. 2).

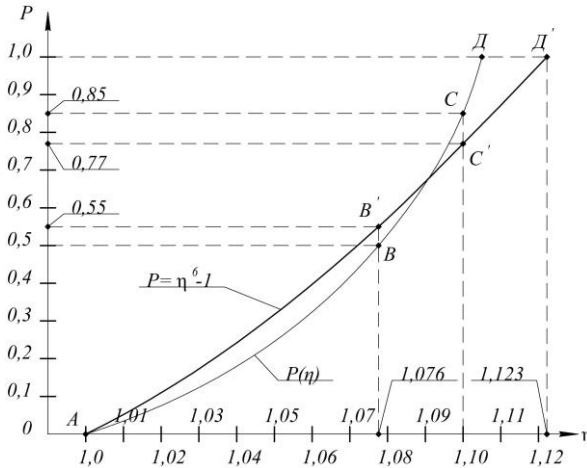


Рис. 2. График вероятности обрушения строительного объекта

Для придания зависимости (10) графической формы, близкой к параболе, между точками  $A$  и  $C$  появляется точка  $B$  с вероятностью обрушения объекта  $P = 0,50$ , что соответствует снижению несущей способности элементов  $\Delta(P_{nc})$  на 7,6% или  $\eta = 1,076$

При этом результаты вполне согласуются с погрешностью расчётов фактической несущей способности элементов эксплуатируемых зданий и сооружений при их обследовании в соответствии с обязательными требованиями по [1-3].

Точка  $D$  (см. рис. 2) получается автоматически по результатам построения зависимости (10) по точкам  $A, B, C$  в виде гладкой параболы.

Если принять, что графическое построение зависимости (10) по выше рассмотренным точкам  $A, B, C, D$  является достаточно логичным и обоснованным, то можно выполнить аппроксимацию этой зависимости как параболической функции вида:

$$P = A \cdot \eta^B + C, \quad (14)$$

в которой должны быть аппроксимированы параметры « $A$ », « $B$ », « $C$ » с максимальным приближением зависимости (14) к графику функции (10), построенной по точкам  $A$ - $B$ - $C$ - $D$  (см. рис. 2). Результат аппроксимации в диапазоне изменения показателя  $1 \leq \eta \leq 2$ , дает следующее аналитическое выражение для функции (14)

$$P = \eta^6 - 1, \quad (15)$$

Как следует из рис. 2, функция (15), проходящая через точки  $A$ ,  $B'$ ,  $C'$ ,  $D'$ , достаточно близка по своей графической форме к графику, построенному по точкам  $A$ - $B$ - $C$ - $D$ .

Таким образом, использование зависимости (10) в виде (15) позволяет оценивать состояние строительных объектов по критерию снижения их несущей способности функционально связанного с вероятностью риска обрушения зданий и сооружений.

Очевидно, что использование показателя рисков опасных и аварийных ситуаций вполне оправдан для очень ответственных объектов горнопромышленного комплекса, аварии на которых потенциально опасны по своим последствиям для людей и окружающей среды.

Целесообразность использования показателя (10), (11), (15) диктуется и тем, что с его помощью может быть в дальнейшем обоснованно задана количественная взаимосвязь между снижением «несущей способности» элементов зданий и сооружений с «состояниями» строительных объектов, регламентируемыми в [3] лишь на качественном уровне, что на практике снижает объективность оценки фактического состояния эксплуатируемых зданий и сооружений при ситуациях (1), (4). Поэтому дальнейшие исследования по применению теории рисков могут дать существенный эффект в повышении надёжности эксплуатируемых зданий и сооружений.

#### Литература

1. Болотин В.В. Применение методов теории вероятностей и теории надёжности в расчётах сооружений. М.: Стройиздат, 1971. 255 с.
2. ДБН В.1.2-14-2009. Загальні принципи забезпечення надійності та конструктивної безпеки будівель, споруд, будівельних конструкцій та основ. К. 2009. 45 с
3. НПАОП 45.2-1.01-98 Правила обстежень, оцінки технічного стану та паспортизації виробничих будівель і споруд. К. 1998. 26 с.

**ПРЕДПОСЫЛКИ ФОРМИРОВАНИЯ ВЫВАЛОВ ПОРОД КРОВЛИ В  
ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ ГЛУБОКИХ ШАХТ****Белогуб О.Ю.***Донецкий национальный технический университет*

*В статье представлены результаты анализа формирования вывалов пород кровли в очистных забоях глубоких шахт на основании замеров куполов вывалов при различных литологических составах пород кровли. Также представлены результаты математического моделирования процесса формирования вывала в очистном забое в программном комплексе «Solidworks» при управлении кровлей полным обрушением и при оставлении опор в выработанном пространстве лавы.*

Изменение поля статических напряжений в массиве пород вокруг очистной выработки заключается в деформировании окружающих пород. В первую очередь на контуре выработанного пространства и в окружающем массиве пород происходят упругие смещения. В некоторых случаях указанными упругими смещениями процессы деформирования массива пород и исчерпываются. Однако это может иметь место только при очень крепких породах и высокой степени монолитности массива. Гораздо чаще в выработанном пространстве вслед за упругими смещениями пород кровли развиваются неупругие деформации и происходят локальные разрушения пород кровли. Этому способствует развитие в окружающем массиве зон концентрации как сжимающих, так и растягивающих напряжений. В процессы деформирования привлекаются большие объемы пород, а вследствие этого – проявляются неоднородности низких порядков, по поверхностям которых массив наиболее ослаблен. В результате этого в очистных забоях развиваются вывалы пород кровли.

В условиях залегания в основной кровле пласта мощных и достаточно прочных пород, которые зависая на большой площади, пригружают приконтурную часть пласта. При этом над опорным контуром пласта происходит интенсивное деформирование непосредственной кровли с раскрытием структурно-литологических трещин. Неудовлетворительное состояние слабой вывалоопасной кровли в значительной степени усиливается наличием в горном массиве разных пликативных, дизъюнктивных нарушений, и особенно, соотношением мощностей и прочностных характеристик литологических отдельностей пород кровли, которые тяжело поддаются прогнозированию и предварительному выявлению. Вывалы пород непосредственной кровли в призабойное пространство приводят к значительным материальным затратам на ликвидацию их последствий и существенно снижают безопасность работ в лаве.

По мнению авторов [1] факт разрушения пород на опорном контуре означает, что действующие на ее контуре максимальные напряжения  $\sigma_{\max}$

достигли или превысили предел прочности массива на объемное трехосное сжатие. Разрушение кровли – явный признак того, что в массиве максимальными по величине являются горизонтальные напряжения, т.е., что исходное напряженное состояние является гравитационно-тектоническим. Коэффициент концентрации вертикальных напряжений мало отличается от единицы, в то время как коэффициент концентрации горизонтальных напряжений на границе слоев различных литологических разностей достигает десяти [2].

Автором было исследовано поведение пород кровли очистных забоев ОП «Шахты «Стаханова» ГП «Красноармейскуголь». При первичной посадке пород основной кровли на расстоянии 210 м от разрезной печи на протяжении 30 м подвигания лавы происходили заколы в кровле очистного забоя и наблюдалась интенсификация вывалов непосредственной кровли в центральной части лавы. Высота купола этих вывалов составляла от 0,6 м до 1,6 м, а размер полостей вывалов разуплотненного песчаника на отдельных участках лавы достигал 1 м.

Анализ геологических разрезов по длине очистного забоя 1-й северной лавы группового уклона пласта  $l_7$  ОП «Шахты «Стаханова» показал, что максимальные вывалы были зафиксированы в момент первичной посадки основной кровли, а также периодических посадок, при максимальном приближения песчаника основной кровли к пласту, а также в местах изгиба угольного пласта (и пород кровли) в синклимальную складку (рис. 1).

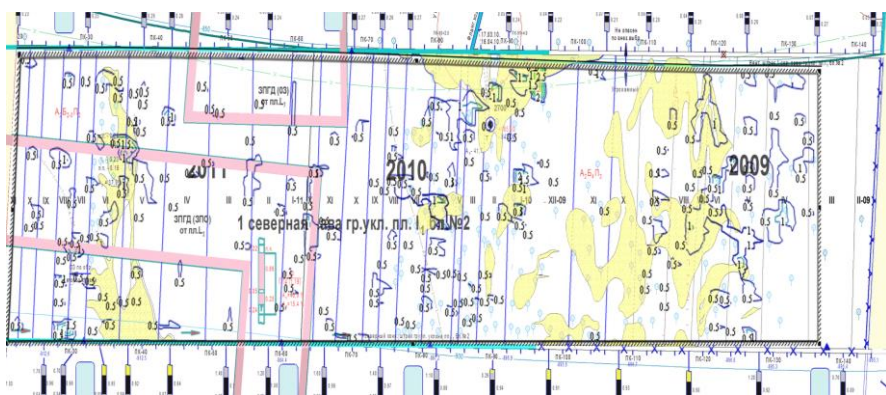


Рис. 1 – Распределение зон вывалов по площади выемочного поля 1-й северной лавы пласта  $l_7$  ОП «Шахты «Стаханова»

На геологическом паспорте лавы (рис. 1) синим цветом показаны зоны вывалов пород кровли и их корреляция с максимальным приближе-

нием песчаника основной кровли к угольному пласту, т.е. изменением литологии пород кровли (полным выклиниванием сланца непосредственной кровли).

В программном комплексе «Solidworks» была создана трехмерная модель (рис. 2) участка очистного забоя для проведения инженерного анализа на прочность пород кровли над опорным контуром лавы и выявления напряжений, впоследствии приводящих к образованию вывала. Модель выполнена для условий 1-й северной лавы группового уклона пласта  $l_7$  ОП «Шахты «Стаханова». Длина лавы составляла 280 м. Промышленные запасы – 569 тыс. т. Способ управления кровлей – полное обрушение. Угольный пласт  $l_7$  на участке ведения очистных работ имел сложное строение в составе двух угольных пачек и одного разделяющего породного прослоя, представленного глинистым сланцем мощностью от 0,04 до 0,10 м. Угольные пачки аналогичны по характеристике и представлены углем блестящим, тонко-полосчатым, с единичными включениями пирита в виде линз, с тонкими линзами фюзена, вязким. Мощность верхней угольной пачки колебалась от 0,88 м до 1,0 м, мощность нижней от 0,20 м до 0,29 м, прочность  $\sigma_{сж}=15$  МПа. Общая мощность пласта в пределах выемочного поля составляла от 1,18 м до 1,34 м, при средней – 1,25 м. Непосредственная кровля представлена глинистым сланцем темно-серым, слоистым, неустойчивым – Б<sub>2</sub>, с плоскостями пригибания, мощностью до 1,6 м.

Основная кровля представлена песчаником  $l_1Sl_2$  от мелкозернистого до среднезернистого, кварцево-полевошпатового, слоистого, водоносного, выбросоопасного мощностью от 6,4 м до 12,2 м (в отдельных интервалах выступал непосредственной кровлей).

На модели представлен очистной забой (вид сбоку), причем смоделированы вертикальные и горизонтальные нагрузки на массив, а также отпор секций крепи (рис. 2, а), а также отпор стоек в выработанном пространстве (рис. 2, б). Размеры модели составили 18X12 X25 м.

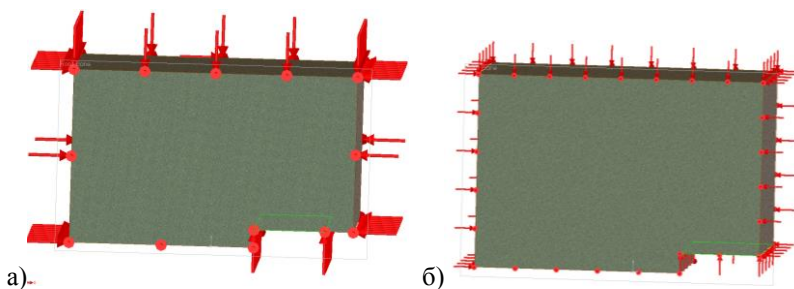


Рис. 2. Модель участка очистного забоя с указанием приложенных нагрузок

Расчетный редактор «COSMOSXpress» позволяет получить результаты на основе линейного статического анализа, исходя из того, что материал предполагается изотропным. Линейный статический анализ предполагает, что: поведение материала линейно и соответствует закону Гука, вызываемые смещения эквивалентно малы для того, чтобы игнорировать изменения в жесткости вследствие приложенной нагрузки, и нагрузки применяются медленно, чтобы игнорировать динамические эффекты.

Выполнив расчет, были получены две модели распределения разрушений над опорным контуром лавы (рис. 3), при различных способах управления кровлей. Причем, в первом случае (рис. 3,а) разрушение пород кровли происходило как над опорным контуром, формируя полость вывала в лаве, так и на верхней границе слоя пород кровли, приводя к зарождению трещины.

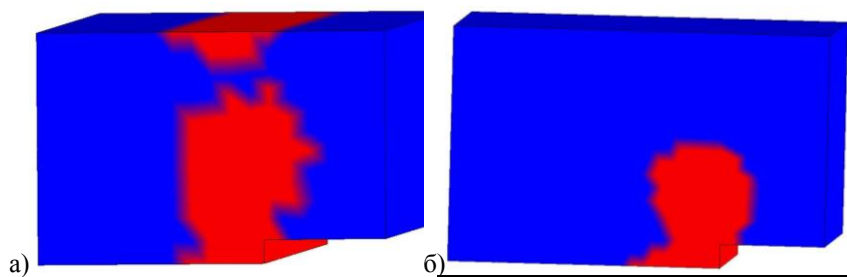


Рис. 3. Модель распределения зон разрушений над опорным контуром лавы при условии: а) управления кровли полным обрушением; б) оставлении опор в выработанном пространстве

Программный комплекс «Solidworks» рассчитывает напряжения по Мизесу. Теория утверждает, что пластичный материал начинает повреждаться в местах, где напряжение по Мизесу становится равным предельному напряжению. В большинстве случаев, предел текучести используется в качестве предельного напряжения. Однако, программа позволяет использовать предельное растяжение или задавать свое собственное предельное напряжение, поэтому в местах, где напряжение по Мизесу становится равным предельному напряжению на растяжение, мы наблюдаем разрушение. Причем контур касательных напряжений в породе описывает контур полости вывала.

А в случае (рис.3,б) оставления опор в выработанном пространстве, мы получаем значительно меньшую зону разрушения, причем только над опорным контуром. Кустовая армированная крепь [3], как способ оставления опор в выработанном пространстве, работает в качестве частичной закладки выработанного пространства. А при частичной закладке, как известно, породы кровли существенно устойчивее.



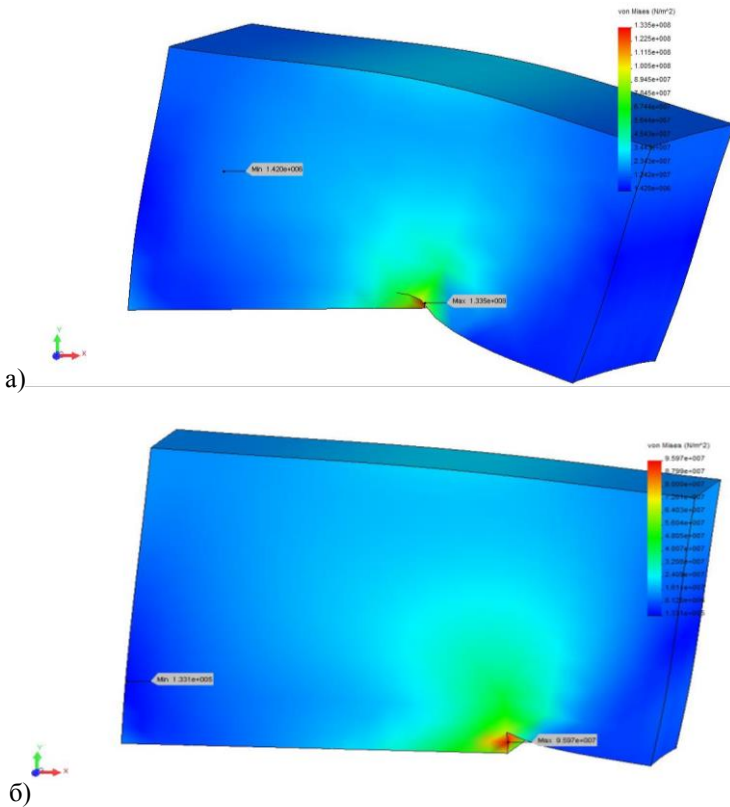


Рис. 4. Модель распределения напряжений по Мизесу над опорным контуром лавы при условии: а) управления кровли полным обрушением; б) оставлении опор в выработанном пространстве

Ранее автором [4] было установлено, что на вывалообразование в большей степени влияют: эффективная поверхностная энергия пород кровли, скорость подвигания очистного забоя, долговечность пород кровли при обнажении, наличие зон ПГД в выемочном поле лавы, наличие в кровле пласта естественной плоскости расслоения в виде слоев угля или резкого контакта слоев пород различных литологических разновидностей, ориентирование естественной системы трещин в направлении забоя, изменение литологии пород кровли над забоем. А влияние увеличения поддерживаемой консоли пород кровли на характер вывалообразования требует дальнейшего изучения.

Расчет показывает (рис. 4), что при управлении кровлей полным обрушением величина напряжений составляет 133 МПа, что значительно превышает предел прочности пород и соответственно приводит к их разрушению и вывалу в сторону свободной поверхности, т.е. в рабочее пространство лавы. При поддержании консоли пород кровли на расстоянии 5 м за секциями крепи величина напряжений снижается до 95 МПа, что дает основание полагать, что поддержание консоли на большую длину позволит существенно снизить напряжения в массиве впереди очистного забоя.

#### Литература

1. Рязанцев Н. А. О чем свидетельствует наличие вывалов в кровле и пучение почвы в выработках ОП «Шахта «Стаханова» /Н.А. Рязанцев, А.Н Рязанцев., Н.А Рязанцева. // Зб. матеріалів регіональної наук.-практ. конф. «Проблеми гірничої технології», КП ДонНТУ, 30 лист.2012 р. – Донецьк: ООО «Цифровая типография», 2012. – с.42-45.
2. Хозяйкина Н. В. Закономерности зміни граничного напруженого стану у складно структурній покрівлі лав пологістих вігільних пластів. Автореферат на здобуття наук. ступеня канд. техн. Наук /Н.В.Хозяйкина – Дніпропетровськ, 2004. – 18 с.
3. Пат. № 75593 UA, МПК E21D 15/00 (2012.01). Кушове армоване кріплення / Г. І. Соловійов, О. Ю. Білогуб, С. В. Чуяшенко, А. Л. Касьяненко; заявник і патентовласник ДонНТУ. – у 2012 05417; заявл. 03.05.2012; опубл. 10.12.2012, Бюл. № 23. – 4 с.: іл.
4. Белогуб О. Ю. Критерій вивалонебезпечності порід покрівлі очисних вибоїв глибоких шахт // О. Ю. Белогуб, Г. И. Соловьев, Я. О. Ляшок // Зб. матеріалів V регіональної наук.-практ. конф. «Дні науки-2013», 23.05.2013. – Красноармійськ: КП ДонНТУ, 2013 р. Т.1. – с. 52-55.

УДК 553.973

## **ВЛИЯНИЕ ПРОЦЕССОВ ЗАИЛЕНИЯ ВОДОЕМОВ НА ЗАПАСЫ И КАЧЕСТВО ОЗЕРНЫХ ВОД БЕЛАРУСИ**

**Курзо Б.В., Гайдукевич О.М.**

*ГНУ «Институт природопользования НАН Беларуси»*

*Исследования показывают, что заиленность озер Беларуси составляет в среднем 50 %. Около 20 % озер утратили высокий природно-ресурсный потенциал в результате заболачивания, заиления и загрязнения вод под влиянием интенсивной хозяйственной деятельности на водосборе. Более 2 тыс. малых озер перекрыты торфом и прекратили свое существование. В результате прогрессирующих процессов природного и антропогенного эвтрофирования растет общая минерализация водной массы озер, увеличивается концентрация в воде сульфатов, хлоридов и общего фосфора. Углубление озер при добыче сапропеля улучшает водный баланс и качество воды водоемов, создает условия для рекреации населения и расширения рыбоводства.*

На территории Беларуси распространены небольшие и неглубокие озера. Около 75 % из них имеют площадь менее 0,1 км<sup>2</sup> и относятся к числу старичных (речных) [1]. Объем воды в озерах республики составляет

около 6 км<sup>3</sup>. Основные водные ресурсы (около 22 % объема) сосредоточены в озерах площадью 1–5 км<sup>2</sup>.

Озера Беларуси обладают богатыми природными ресурсами – водными, биологическими, минеральными, рекреационными и энергетическими, запасы которых определяют хозяйственное использование озер. Преобладающим видом хозяйственного использования озер республики является рыбное хозяйство – 92 % общего числа озер. В качестве водисточников используется около половины озер, для рекреации – более 30 % общего количества, в гидромелиоративных целях – 9 % озерного фонда [2].

Многолетние исследования позволили определить приоритетные показатели для оценки качества воды и разделить озера Беларуси на 3 группы (табл. 1).

Таблица 1 - Критерии качества воды озер Беларуси [3]

Показатели	Группы и пределы колебаний		
	I	II	III
Прозрачность, м	3–5	1,0–2,9	менее 1,0
Цветность, град.	менее 20	21–80	более 80
Перманганатная окисляемость, мг О/л	2–5	5,1–10	более 10
БПК <sub>5</sub> , мг О <sub>2</sub> /л	1–3	3,1–5	более 5
Содержание кислорода, %	80–100	60–80, 100–110	менее 60 более 110
PO <sub>4</sub> <sup>3-</sup> , мг P/л	0,001–0,01	0,011–0,05	более 0,05
NH <sub>4</sub> <sup>+</sup> , мг N/л	0,01–0,1	0,11–0,7	более 0,7
NO <sub>2</sub> , мг N/л	отсутствие	0,001–0,01	более 0,01
Биомасса фитопланктона, г/м <sup>3</sup>	1–5	5,1–10	более 10
Соотношение биомассы фито- и зоопланктона	1:1	5:1	10:1 и более

К I группе относится около 10 % озер. Они имеют замедленный водообмен, значительные глубины, большой объем воды и относятся к типу мезотрофных. Озера характеризуются водой высокого качества, которая используется для хозяйственно-питьевого водоснабжения, для технологических нужд, разведения ценных пород рыб.

Во II группу входит подавляющее большинство (около 70 %) озер Беларуси. Озера отличаются разной степенью трофности, однако преобладают эвтрофные. Вода относится к классам «слабо и умеренно загрязненной», исключается из питьевого водоснабжения и пригодна с некоторыми ограничениями для рыболовства и рыбоводства, рекреации, хозяйственно-бытового, сельскохозяйственного и промышленного потреб-

ления, орошения и обводнения. На мелководных озерах ведется добыча сапропеля.

III группа озер (около 20 %) утратила высокий природно-ресурсный потенциал в результате заболачивания, заиления, загрязнения и истощения вод под влиянием интенсивной хозяйственной деятельности на водосборе, имеет водную массу низкого качества. Водопользование на озерах данной группы ограничивается промышленным и сельскохозяйственным водопотреблением для орошения технических культур и пастбищ, развития водномоторных видов спорта, добычи сапропеля, гидробионтов. Данные озера могут использоваться в качестве водоприемников мелиоративной сети и подлежать рекультивации.

Увеличение биологической продуктивности озер под воздействием природных и антропогенных факторов приводит к усилению темпов седиментации органического вещества и быстрому обмелению озер. Рассчитанная скорость прироста озерных осадков в доиндустриальное время составляла в среднем от 0,4 мм в год в мезотрофных озерах, до 1,4 мм в год в эвтрофных [4]. За 13 тыс. лет – время, прошедшее после таяния последнего ледникового покрова, объем накопившегося в озерах Беларуси сапропеля составил более 4 млрд м<sup>3</sup>. В настоящее время озерные котловины примерно наполовину заполнены сапропелем.

Исследования показывают, что озерность территории Беларуси в начале голоцена (более 10 тыс. лет назад) была гораздо выше, чем на современном этапе, особенно в центральных областях (рис. 1).



Рис. 1. Сопоставление современной и раннеголоценовой озерности Беларуси

Наиболее массово полное заиление сапропелем, заторфывание водной поверхности и отмирание водоемов на озерно-болотных комплексах происходило в конце бореального–первой половине атлантического времени, в течение которого прекратило существование почти 2 тыс. озер или 50 % существовавших в то время водоемов.

На севере республики – в Поозерье, до границы последнего оледенения, проходящей в основном в пределах линейного участка номер 45, относительная концентрация сапропеля в современных озерах заметно выше, чем в перекрытых торфом залежах озерных отложений (рис. 2). Такая же тенденция наблюдается на самом юге Полесья. На остальной территории имеет место повышенная плотность сапропеля под торфом, нежели в открытых озерах, что связано с широким развитием здесь в прошлом сапропелепродуктивных озер.

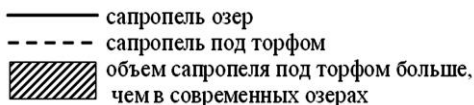


Рис. 2. Плотность ресурсов сапропеля Беларуси на единицу площади

Исследования современных озерных осадков, депонирующих антропогенные загрязнения показывают, что приоритетными загрязнителями водных объектов Беларуси являются тяжелые металлы, радионуклиды и биогенные элементы, главным образом, фосфор. Аналитический контроль данных веществ хорошо разработан методически. Для оценки интенсивности миграции элементов в пространстве и времени они выражаются в виде

относительных показателей их содержания в современном слое по отношению к слою, принимаемому за фоновый. Геохимический фон для озерных отложений - это средняя величина содержания химических элементов в интервале осадков, где с большой надежностью можно предположить отсутствие антропогенных источников их поступления. В озерных осадках за геохимический фон микроэлементов принимаются техногенно ненарушенные глубинные слои. Разработана специальная методика и предложен метод контроля состояния озер по донным отложениям, позволяющий оценить и наглядно представить особенности процессов эвтрофирования и загрязнения тяжелыми металлами, радионуклидами и другими поллютантами экосистем современных водоемов. Седиментологический подход позволяет проследить распределение загрязняющих и эвтрофирующих элементов в экосистемах репрезентативных озер во времени и пространстве, проводить зонирование акватории по степени данных видов воздействия. На рис. 3 представлено распределение параметра степени эвтрофирования ( $K_{эвтр.}$ ) по площади оз. Нарочь. Большая часть акватории озера характеризуется незначительной степенью эвтрофирования ( $K_{эвтр.} < 1$ ). Зоны высокой степени эвтрофирования приурочены к западной и юго-западной частям озера.

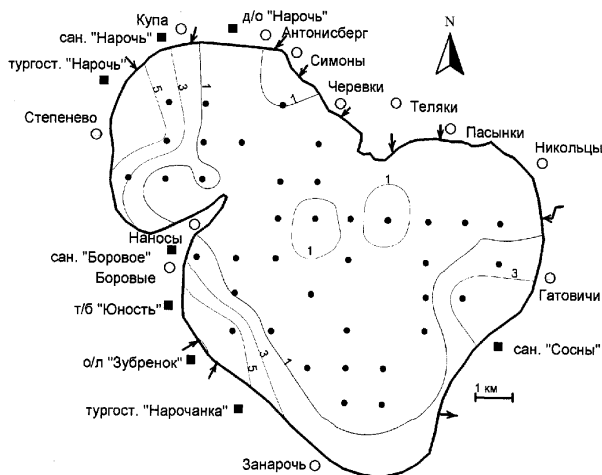


Рис. 3. Распределение степени эвтрофирования ( $K_{эвтр.}$ ) по акватории оз. Нарочь

С учетом общей закономерности распределения загрязнений и эвтрофирующих веществ в сапреле отдельных озер, появляется возможность оценивать региональный уровень их накопления в осадках с учетом природной обстановки. Преимущества данного метода контроля экологи-

ческого состояния озер по донным осадкам позволяют рекомендовать его для системы мониторинга озерных водоемов.

Особую роль в интенсификации антропогенного эвтрофирования озер играют биогенные элементы, и прежде всего фосфор, содержание которого в воде и в донных отложениях определяется природой основных источников его поступления в водоем, активностью биологических процессов, участвующих в трансформации соединений фосфора, а также скоростью осадконакопления.

Рассчитанные на замкнутые водораздельные (озера Слобода и Деменец) и глубокие с залесенными водосборами озера нагрузки по фосфору минимальны и составляют 0,05–0,08 г/м<sup>2</sup> площади акватории. Фосфор в такие озера поступает на 54–96 % с атмосферными осадками. В озера, имеющие проточность и связь с обширными водосборами, основной принос фосфора идет с поверхностными стоками (озера Деменец, Ореховно). Особое внимание обращают на себя водоемы, имеющие на своих водосборах локальные источники загрязнения – 92% фосфора в озеро Мено и 28 % в озеро Волчо поступает с животноводческих ферм.

Содержание фосфора в современных осадках изучаемых водоемов колеблется в интервале 0,1–1,3% на сухое вещество (СВ). При сопоставлении количественного содержания фосфора в донных отложениях этих озер наблюдается влияние различий поступающего с водосбора вещества, а также проточности водоема. Внешняя нагрузка на слабопроточные озера Слобода и Деменец не велика, поступление фосфора в осадки минимально (0,1–0,3%) и характеризуется равномерным распределением его по разрезам залежей. Максимальные количества зафиксированы в наиболее проточном озере Мено – до 1,3 % на СВ. Особенно информативно содержание фосфора в современных осадках, выраженное через коэффициент концентрации (табл. 2). В сапропелях слабопроточных озер, на водосборах которых отсутствуют животноводческие комплексы и пашня (оз. Слобода и Деменец) коэффициенты концентрации фосфора низки и составляют 1–1,3.

В современных осадках озер, испытывающих воздействие в основном земледелия (рассеянные источники), отмечается возрастание содержания фосфора, которое в среднем составляет 0,27–0,44 % на СВ, а коэффициент концентрации в верхнем слое увеличивается до 1,6. Резкое повышение уровня трофии вод озер, испытывающих прямое воздействие животноводческих комплексов, ведет к заметному концентрированию соединений фосфора в верхних 0,1 м осадка. Коэффициент концентрации здесь составляет 2,6–2,7. В исследованных осадках преобладают минеральные формы фосфора (70–92 %), причем усиление их относительного накопления отмечается с ростом антропогенного влияния.

Таблица 2 - Содержание соединений фосфора и коэффициент концентрации (k) в поверхностных слоях современных осадков озер Поозерья, % СВ

Название озера,	Глубина отбора, м	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> общ.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> минер.	% минер. от общего	ОВ	k
Слобода	0–0,1	0,16	0,14	87,5	90,8	1,3
	0,1–0,5	0,12	0,09	81,8	94,7	
Деменец	0–0,1	0,23	0,16	70,0	56,5	1,0
	0,1–0,3	0,23	0,16	70,0	62,0	
Волчо*	0–0,1	0,27	0,22	81,5	17,5	1,6
	0,1–0,4	0,17	0,13	76,5	21,3	
Ореховно*	0–0,1	0,44	0,37	84,1	25,5	1,6
	0,1–0,4	0,27	0,20	75,3	22,2	
Мено**	0–0,1	0,62	0,44	71,0	53,1	2,7
	0,1–0,5	0,23	0,16	69,5	49,6	
Любачи**	0–0,1	1,42	1,3	91,5	56,3	2,6
	0,1–0,7	0,54	0,41	75,9	67,3	

Примечания: \* – влияние земледелия; \*\* – влияние животноводческих стоков

Сосредоточение биогенных веществ в осадках озер, подверженных антропогенному влиянию в результате стока с объектов сельскохозяйственного производства, селитебных и рекреационных территорий многократно возрастает, что ведет к увеличению внутренней нагрузки [4].

Работы по очистке озер от сапропеля и использования добытого минерального сырья для выпуска различной продукции сельскохозяйственного, промышленного и бальнеологического назначения проводятся в Беларуси начиная с 1975 г. Особенно активно добыча сапропеля велась в конце 80-х гг. прошлого века. В 1990 г. объем заготовки сапропеля составил 1,5 млн. т в пересчете на условную 60 %-ную влагу. Добычу сапропеля проводили на 42 озерах и 13 торфоучастках. Общий объем добытого из озер и торфяных месторождений сапропеля оценивается почти в 34 млн. м<sup>3</sup>, что составляет около 1 % имеющихся в республике ресурсов. В настоящее время действует 6 объектов, объем добычи сапропеля на торфяных месторождениях превышает объем его извлечения из озер.

В результате дноуглубительных работ происходит омоложение заиленных озер с увеличением в них запасов пресной воды. Если принять объем водной массы во всех озерах за 6 млрд. м<sup>3</sup>, то добыча сапропеля позволила увеличить его на 0,6 %. Дополнительный объем пресной воды на месте изъятых сапропеля сопоставим с объемом всех построенных прудов в Брестской, Витебской и Гомельской областях.



Для оценки процессов трансформации озерных экосистем под воздействием работ по извлечению сапропеля проводили регулярные наблюдения за ходом гидрологических, гидрохимических и гидробиологических показателей на малых озерах в течение ряда лет. Для выявления изменений качества воды использовали систему ранговых показателей [5]. Во многих заиленных озерах отмечается улучшение экологического состояния, выражающееся в повышении ранга качества воды после добычи сапропеля по сравнению с первоначальным состоянием. Так, в дистрофирующем оз. Бецкое Полоцкого района при углублении его за несколько лет на 2–4 м ранг качества воды повысился с 4,8 – «слабо загрязненная вода» до 3,3 – «вполне чистая».

Однако разработка поверхностного слоя сапропеля высокоэвтрофных (гипертрофных) озер с повышенным концентрированием биогенных веществ приводит на начальных этапах к заметному ухудшению состояния лимносистем за счет возрастания внутренней биогенной нагрузки, что снижает качество воды, как это наблюдалось в озерах Мено, Усвея и Вечер. В тех случаях, когда добыча сапропеля сопровождается нарушениями технологического регламента и природоохранных правил (прямое попадание чеховых вод в озеро, загрязнение нефтепродуктами, сильное снижение уровня или подкачка воды из мелиоративных систем, уничтожение макрофитной растительности и др.), происходит разбалансировка продукционно-деструкционных процессов и качество воды в озере снижается.

Таким образом, добыча сапропеля является мощным антропогенным фактором, который за последние десятилетия существенно изменил геоэкологическую ситуацию в озерах и на месте бывших торфоразработок, поэтому использование и охрана восстанавливаемых путем добычи сапропеля водных объектов должны осуществляться по специально разработанным нормам и правилам.

#### Литература

1. Власов Б.П. Антропогенная трансформация озер Беларуси: геоэкологическое состояние, изменения и прогноз. – Минск: БГУ, 2004. – 207 с.
2. Лопух П.С. Закономерности развития природы водоемов замедленного водообмена, их использование и охрана. – Минск: БГУ, 2000. – 332 с.
3. Якушко О.Ф., Власов Б.П., Гигевич Г.С., Лешкович Л.Е. Природные ресурсы озер Беларуси: состояние и использование // Природные ресурсы. – 1999. № 1. – С. 22–30.
4. Курзо Б.В. Закономерности формирования и проблемы использования сапропеля. – Минск: Бел. наука, 2005. – 224 с.
5. Оксийок О.П., Жукинский В.Н., Брагинская Л.П. и др. Комплексная экологическая классификация качества поверхностных вод суши // Гидробиол. журн. – 1993. – Вып. 29, № 4. – С.62-76.

## **КРЕПЬ РЕГУЛИРУЕМОГО СОПРОТИВЛЕНИЯ ДЛЯ МАГИСТРАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ВЫСОКОЙ ФУНКЦИОНАЛЬНОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТЬЮ**

<sup>1</sup> Гайко Г.И., <sup>2</sup> Горбатова Л.А.

<sup>1</sup> НТУУ «Киевский политехнический институт»,

<sup>2</sup> Донбасский государственный технический университет

*Рассмотрена проблема минимизации затрат на крепление и поддержание протяженных горных выработок. Предложена конструкция крепи регулируемого сопротивления с резервированием надежности. Обоснована целесообразность крепления выработок с высокой функциональной ответственностью с резервированием надежности крепи.*

Эффективное проектирование крепи горных выработок является одной из наиболее сложных проблем при строительстве и эксплуатации горных предприятий. Многочисленные ошибки проектирования второго рода приводят к отказам крепи и значительным затратам на перекрепление выработок (около 11% от общей протяженности), ухудшению их транспортных и вентиляционных функций в условиях деформированного состояния крепи, риску повышенного травматизма рабочих. В тоже время имеются многочисленные выработки, где крепь находится в недогруженном состоянии и имеет завышенный запас прочности (проектные ошибки первого рода), что приводит к непроизводительному удорожанию конструкций. Стоимость крепления и поддержания горных выработок составляет в себестоимости угля до 15% [1].

Основным требованием при проектировании типа и параметров крепи является ее соответствие проявлениям горного давления, что должно обеспечить устойчивость выработки на протяжении всего срока эксплуатации. В последние десятилетия наряду с традиционными методами проектирования шахтной крепи стали применять двухстадийное проектирование, требующее обязательного уточнения и корректировки проектных решений во время сооружения выработки [2]. Такой подход, берущий свое идейное начало в трудах проф. Рабцевича и Мюллера («Новоавстрийский способ сооружения тоннелей»), предполагает управление несущей способностью крепи в зависимости от геомеханической ситуации по длине выработки.

В соответствии с известной концепцией, на начальной стадии проектируется базовая крепь с минимально допустимой для данных условий несущей способностью (по результатам типовых инженерно-геологических изысканий), предусматривается система контроля за смещениями пород и выбираются варианты возможных крепей усиления. На второй стадии (сооружение выработки) устанавливаются крепь, датчики смещений пород и производят мониторинг состояния выработки. В случае

превышения смещениями породного контура величины сигнальных значений на каком-либо участке протяженной выработки, его устойчивость обеспечивают вводом в работу дополнительной крепи усиления, чем регулируют сопротивление конструкции проявлениям горного давления. Своевременное введение в действие крепи усиления должно обеспечить дальнейшее надежное поддержание выработки при минимальных издержках, поскольку материалоемкие (комбинированные) конструкции устанавливаются только на опасных участках протяженной выработки при выявлении риска потери их устойчивости, на остальных же участках, в соответствии с фактическим уровнем действующих нагрузок, сохраняется базовая («легкая») крепь [3-4].

Следует отметить, что в отличие от практики строительства тоннелей, использование описанного выше способа регулирования сопротивления крепи в условиях глубоких горизонтов угольных шахт имеет ряд проблемных моментов. В работу используемых комбинированных конструкций не всегда вовлечена несущая способность окружающих выработку пород, а недостаточное сопротивление базовой крепи становится причиной значительного развития зоны неупругих деформаций. Как показывает практика, большинство конструкций усиления эффективнее работают на начальных стадиях проявления геомеханических процессов, а несвоевременное их применение может ускорить развитие зоны обрушения и сформировать повышенную нагрузку на крепь. Таким образом, риск потери устойчивости выработки, ремонтов и перекреплений сохраняется.

Как показал стоимостный анализ функциональной ответственности горных выработок угольных шахт [5], имеется значительное количество магистральных выработок, ремонтные простои которых могут приводить к высоким материальным издержкам, поскольку прерывается основной грузопоток, а другие выработки не могут взять на себя прерванные функции. Для таких протяженных выработок необходима повышенная надежность работы, обеспечить которую необходимо с минимально допустимыми затратами (т.е. при соответствии несущей способности крепи проявлениям горного давления по всей длине выработки). Для этих целей авторами разработана крепь регулируемого сопротивления (КРС) с резервированием надежности.

В разработанной системе комбинированной крепи основным элементом (базовой крепью) являются окружающие выработку горные породы, которые укреплены анкерами и (или) скрепляющим раствором (инъекционное упрочнение, набрызгбетон и др.), а дополнительным (крепью усиления) служат подпорные конструкции, взаимодействующие с породным контуром выработки. При этом подпорные конструкции (как правило – стальные рамные крепи) представляют собой резерв надежности комби-

нированной крепи, т.е. создают избыточную несущую способность, которой можно управлять в соответствии с геомеханической ситуацией в выработке. Предложенная конструкция КРС отличается одновременным введением в работу основных и дополнительных элементов, а регулирование сопротивления (демонтаж подпорных конструкций) происходит после реализации основных смещений горных пород в выработку в случае выявления недогруженного состояния крепи.

Проектирование КРС с резервом надежности предполагает определение наиболее неблагоприятных для проектных условий нагрузок на крепь и установку по всей длине выработки комбинированной конструкции (состоящей из основной и дополнительной крепи), суммарная несущая способность которой соответствует максимально возможным (для данных условий) нагрузкам. На второй стадии производится мониторинг состояния выработки и, после реализации смещений породного контура, в случае выявления недогруженного состояния комбинированной крепи на отдельных участках выполняют облегчение ее конструкции путем поэтапного демонтажа элементов дополнительной крепи. При этом демонтаж резервной крепи может производиться в несколько этапов, при сохранении мониторинга за смещениями пород и состоянием крепи.

Для отнесения комбинированной крепи к недогруженному состоянию следует использовать разработанные критерии для рамной и анкерной крепи, которые всесторонне оценивают работу их элементов (действующие усилия, прогибы элементов, смещения в узлах податливости рамы и стержне анкера, деформации профиля, отказы затяжек и др.) и свидетельствуют об избыточном запасе прочности нагруженной конструкции не менее 50% [1, 6].

Для расчета величины и числа резервных элементов крепи следует воспользоваться вероятностными моделями горной выработки, причем показателем надежности крепи по всей протяженности / горной выработки составит:

$$R_x = \int_0^l \frac{W_i(x_i + \Delta x_i)}{W_0} dl,$$

где  $W_i(x_i + \Delta x_i)$  – несущая способность  $i$ -го участка крепи при условии нахождения на нем  $x_i$  основных и  $\Delta x_i$  резервных элементов;

$W_0$  – максимальное нагружение, действующее на наиболее опасном участке выработки [7].

В качестве примера рассмотрим комбинацию анкерной и рамной крепи (рис. 1, 2).

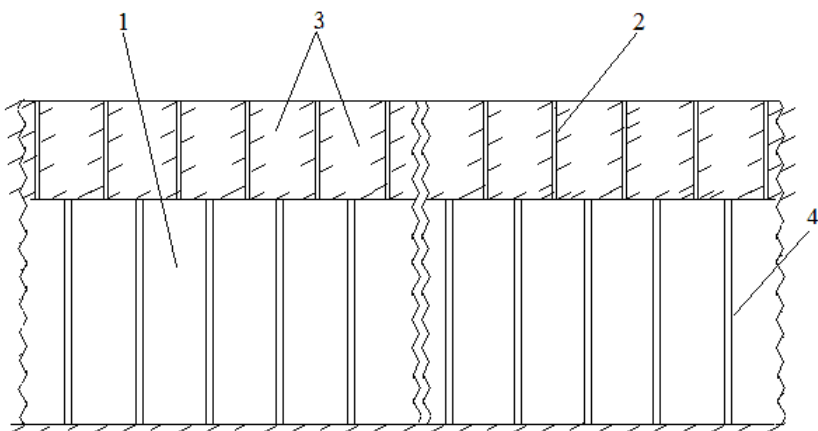


Рис. 2. Схематический вид крепи после ее установки

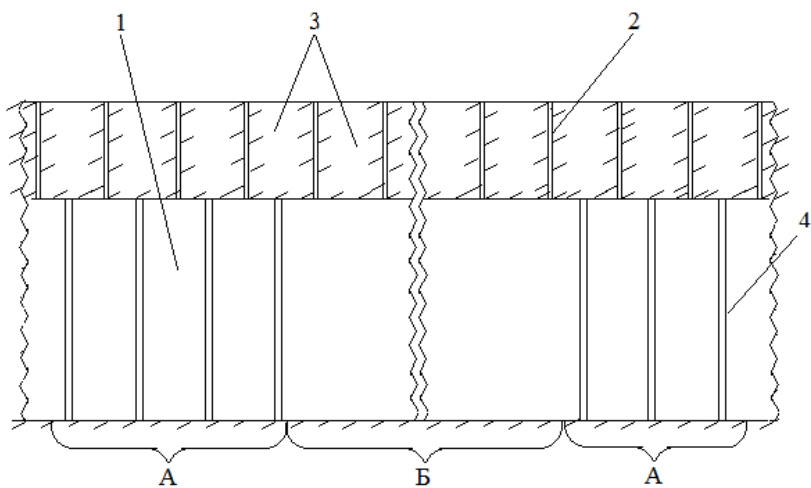


Рис. 3. Схематический вид крепи после реализации основных смещений и демонтажа ее дополнительных элементов на участках с недогруженным состоянием крепи

По всей длине выработки 1 в породный массив 3 устанавливают стальные анкера 2, которые закрепляют цементными смесями. Рамы 4 устанавливают на определенном расстоянии друг от друга и вводят во взаимодействие с породным контуром (рис. 1). Во время реализации основных смещений горных пород состояние рамной и анкерной крепи обследуют по разработанным методикам [6].

На участках, где крепь работает в нормативном режиме, т.е. несущая способность установленной комбинированной крепи соответствует действующим нагрузкам (участки А на рис. 2), дополнительные элементы крепления (рамы) оставляют в выработке. На участках, где несущая способность комбинированной крепи существенно превышает действующие нагрузки (недогруженное состояние крепи), поэтапно демонтируют отдельные рамы, приводя запас прочности конструкции в соответствие с величиной и распределением нагрузки. Если несущая способность основной крепи оказывается достаточной для надежного поддержания выработки, на участке демонтируют все рамы (участок Б на рис. 2).

Отметим ряд преимуществ разработанной КРС с резервированием надежности. Поскольку основным элементом крепи являются горные породы вокруг выработки, укрепленные анкерами или скрепляющим раствором, обеспечивается уменьшение зоны разрушения пород вокруг выработки, что приводит к уменьшению проявлений горного давления и расходов на материалоемкость крепи.

Так как подпорные конструкции обеспечивают избыточную несущую способность крепи, создается резерв надежности, который обеспечивает безремонтное поддержание выработки в случае ошибки проектного прогноза проявлений горного давления по длине выработки.

Благодаря одновременному использованию основных элементов крепи и дополнительных подпорных конструкций (рам крепи), взаимодействующих с породным контуром выработки, увеличивается сопротивление крепи на ранних стадиях формирования геомеханических процессов, что приводит к снижению деформаций и разрушений горных пород.

Поскольку подпорные элементы могут быть демонтированы на участках выработки с недогруженным состоянием крепи, обеспечивается возможность приведения в соответствие несущей способности комбинированной крепи проявлениям горного давления по всей длине выработки без риска потери ее устойчивости, что минимизирует общую стоимость крепления и поддержания выработки.

Предлагаемая крепь регулируемого сопротивления может обеспечить надежное состояние магистральных выработок с высоким классом функциональной ответственности при одновременном снижении затрат на поддержание выработки, что дает значительный экономический эффект за

счет исключения дорогостоящих простоев выработок, а также затрат на их ремонт и укрепление. Это особенно актуально в современных горно-технических условиях разработки месторождений на больших глубинах.

#### Литература

1. Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Кулдыркаев Н.И. Стальные рамные крепи горных выработок. – К.: Техніка, 1999. – 216 с.
2. Корчак А.В. Методология проектирования строительства подземных сооружений. – М.: Недра комьюникейшнс ЛТД, 2001. – 416с.
3. Быков А.В. Крепь регулируемого сопротивления. - Шахтное строительство, 1982, – №12. – с.11-12
4. Картозия Б.А., Пшеничный В.А., Корчак А.В. Крепь регулируемого сопротивления/ Исследование взаимодействия массива с крепью выработок. – Л.: ЛГИ, 1988. – С. 36-41.
5. Гайко Г.И., Окалелов В.Н. Учет функциональной ответственности выработок при проектировании шахтной крепи// Уголь Украины, 2001, №6. – С. 39-40.
6. Гайко Г.И. Конструкції кріплення підземних споруд. – Алчевськ: ДонДТУ, 2006. – 133 с.
7. Гайко Г.И., Горбатова Л.А. Оценка надежности горной выработки при управлении несущей способностью крепи// Розробка родовищ. Щорічний науково-технічний збірник. – Дніпропетровськ: ТОВ «ЛізуновПрес», 2013. – С. 131-136.

УДК 622.363.2.001.57

### **К ВОПРОСУ ОРГАНИЗАЦИИ СОВМЕСТНЫХ РАБОТ ТОННЕЛЕПРОХОДЧЕСКИХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ И НЕМЕХАНИЗИРОВАННЫХ ПРОХОДЧЕСКИХ ШИТОВ**

<sup>1</sup> Арутюнян А.В., <sup>1</sup> Гречкин С.А., <sup>2</sup> Гец А.К., <sup>2</sup> Шпургалов Ю.А.

<sup>1</sup> УП «Минскметрострой», г. Минск,

<sup>2</sup> Белорусский национальный технический университет, г. Минск

*В данной работе сделан качественный анализ соотношения развития фронта строительных работ при сооружении третьей линии Минского метрополитена при использовании двух видов тоннелепроходческого оборудования. Сформулированы основные проблемы организации совместных работ тоннелепроходческих механизированных комплексов и немеханизированных проходческих щитов.*

**Введение.** Первый участок третьей линии Минского метрополитена от ст. Корженевского до ст. Юбилейная с электродепо предполагает строительную длину 8456,5 м и предусматривает строительство семи станций метрополитена, перегонных тоннелей между станциями, пересадочных узлов между первой и третьей, второй и третьей линиями метрополитена, соединительной ветки между второй и третьей линиями метрополитена, электродепо третьей линии метрополитена, соединительной ветки с электродепо, инженерного корпуса, здания эксплуатационного персонала.

Для сооружения вышеперечисленных объектов метрополитена могут использоваться тоннелепроходческие механизированные комплексы (ТМПК) и немеханизированными проходческие щиты ЩН-1С, производящие работы закрытым способом, а также открытым способом в котлованах со свайным и шпунтовым креплением. Планируемая суммарная длина участков проходки ТМПК - 8534 м. Длина отдельных тоннелей, проходимых ТМПК - два тоннеля по 1353 м, два тоннеля по 1260 м, два тоннеля по 1654 м. Суммарная планируемая длина участков проходки тоннелей пятью проходческими немеханизированными щитами - 4569 м. Длина отдельных тоннелей, проходимых немеханизированными щитами - от 162 м до 882 м. Возможен вариант проходки всех перегонных тоннелей линии одним ТНПК, без проходки отдельных перегонных тоннелей немеханизированными щитами и в котлованах открытого способа работ. При этом продолжительность строительства участка линии увеличивается, не выдерживается директивный срок строительства.

**Результаты исследования.** Сооружение первого участка третьей линии Минского метрополитена с электродепо предполагается вести с выделением двух пусковых комплексов.

В состав первого пускового комплекса войдет участок линии метрополитена длиной 4,19 км, соединительная ветка между второй и третьей линиями длиной 0,95 км.

В состав второго пускового комплекса - участок линии метрополитена длиной 4,26 км, соединительная ветка между третьей и первой линиями длиной 0,55 км.

Следует отметить, что на эффективность (и, как следствие, стоимость) строительства вышеуказанного участка метрополитена и его дальнейшую эксплуатацию существенным образом влияет совместное решение задач технологии строительства, организации работ по строительству, а также последующее управление построенным участком.

К задачам организации относится разработка:

- маршрутов перемещения ТМПК (включая подготовительные работы);
- разработка всех видов обеспечения – технологического, технического, расходными материалами и кадрами (трудовыми ресурсами).

При условии организации производства подготовительных и основных строительных работ общий срок строительства первого участка третьей линии метрополитена, определенный из графика строительства, по одному варианту составит 81 месяц, в т.ч. первый пусковой комплекс - 60 месяцев; по другому варианту составит 84 месяца, в т.ч. первый пусковой комплекс - 60 месяцев. В случае организации проходки всех перегонных тоннелей линии одним тоннелепроходческим комплексом, без проходки отдельных перегонных тоннелей немеханизированными щитами и в кот-



лованах открытого способа работ, продолжительность строительства участка линии составит 97 месяцев. Продолжительность строительства электродепо определена графиком строительства и составляет 84 месяца.

**Обоснование применения при строительстве участка линии тоннелепроходческого механизированного комплекса.** Необходимость применения при строительстве третьей линии Минского метрополитена ТПМК обусловлена целым рядом факторов организационного, экономического, технологического и производственного характера. Высокая скорость проходки при использовании ТПМК, по сравнению с проходкой обычными щитами, технологичность, безопасность работ, меньшее влияние при проходке на существующую земную поверхность по трассе линии и инженерную инфраструктуру города, экономические показатели проходки определяют возможности и предпочтительное использование ТПМК, по сравнению с обычными щитами. Организационный фактор применения ТПМК - наиболее значимый с точки зрения общей организации строительства.

Для обеспечения строительства участка линии в предусмотренные сроки, с учетом необходимого первоочередного выполнения работ по инженерной подготовке территории, исходя из наиболее рационального размещения проходческого оборудования и последовательности проведения работ, графиком строительства линии предусмотрено использование одного ТМПК и пяти немеханизированных щитов ЩН-1с. При этом расчетная скорость проходки тоннелей ТПМК принята 250 м в месяц. Скорость проходки немеханизированными щитами в условиях г. Минска - до 48 м в месяц. В случае исключения проходки ТПМК и использования на проходке только немеханизированных щитов, для выполнения плановых сроков строительства по графику строительства потребуется одновременная работа десяти немеханизированных щитовых комплексов. Это потребует организации дополнительных участков проходческих работ, увеличит потребность в кадрах работающих, значительно увеличит затраты на обслуживающие процессы закрытого способа работ и организационные затраты на проходку тоннелей.

При организации проходки всех перегонных тоннелей линии одним тоннелепроходческим комплексом, без проходки отдельных перегонных тоннелей немеханизированными щитами и в котлованах открытого способа работ, увеличивается продолжительность строительства участка линии, из-за необходимости соблюдения технологической последовательности ведения проходческих, строительных, монтажных и путевых работ и невозможности совмещения технологических операций строительного цикла до завершения проходки отдельного тоннеля.

Технологический фактор применения ТПМК определяется технологическими преимуществами проходки перегонных тоннелей:

- высокая, по сравнению с немеханизированными щитами, скорость проходки тоннелей в грунтах 1-3 группы - не менее 250 м в мес.;
- просадки дневной поверхности при глубине проходки (до свода тоннеля) 10,0 м - не более 0,01 м;
- возможность проходки в обводненных грунтах, ниже уровня грунтовых вод до 10,0 м;
- возможность проходки при наличии в грунтах валунов диаметром до 1 м.

Высокая скорость проходки обеспечивает выполнение требуемых темпов строительства участка с минимальными необходимыми организационными затратами и затратами по обслуживающим процессам закрытого способа работ.

Минимизированные просадки грунтов над сооружаемыми тоннелями и дневной поверхности по трассе тоннелей позволяют существенно снизить затраты по инженерной подготовке и восстановлению территории строительства - уменьшение требуемого объема переустройства и усиления инженерных коммуникаций, сноса и усиления зданий, попадающих в зону возможных деформаций, восстановления проезжей части автомобильных дорог и железнодорожных путей по окончании проходки тоннелей. Возможность проходки в обводненных грунтах, ниже уровня грунтовых вод снижает требуемые затраты на выполнение строительного водопонижения, обеспечивает необходимые темпы проходки в обводненных грунтах.

Проходка тоннелей в водонасыщенных грунтах немеханизированными щитами потребует дорогостоящих специальных способов строительства - строительное водопонижение, закрепление грунтов, заморозка, устройство водонепроницаемых перемычек, кессонный способ проходки, что значительно увеличивает стоимость и удлиняет сроки строительства. Возможность проходки при наличии в грунтах валунов обеспечивает не обходимые темпы проходки, исключая непроизводительные простои проходческого оборудования.

Производственный фактор применения ТПМК характеризуется высокой производительностью проходческого оборудования, отсутствием тяжелого, непроизводительного ручного труда проходчиков, безопасностью ведения работ при отсутствии людей в потенциально опасной призабойной зоне, минимальным воздействием на окружающую среду. Экономический фактор - эффективность применения ТПМК в условиях г. Минска подтверждается сравнительным экономическим анализом стоимости проходки перегонных тоннелей (без учета стоимости оборудования) третьего участка первой линии Минского метрополитена, рассчитанной в архитектурном

проекте строительства линии для основной трассы (немеханизированные щиты) и для варианта (ТПМК).

Использование при строительстве участка третьей линии Минского метрополитена вышеуказанного оборудования и предполагаемых технологий ведения работ обеспечивает сооружение участка линии в установленные сроки с оптимальными, в имеющихся условиях, организационными, технологическими, производственными и экономическими показателями. Внедрение новых технологий, новой высокопроизводительной техники, организационных схем ведения работ, неапробированных при ведении строительных работ в условиях г. Минска, требуют организации работ по научно-техническому сопровождению строительства и проведения опытных работ. Механизированный щитовой комплекс позволяет осуществлять проходку тоннелей без строительного водопонижения и обеспечивает сохранность зданий и подземных инженерных коммуникаций, за счёт грунтопригрузки забоя, который полностью компенсирует горное и гидростатическое давление.

Проходка соединительной ветки между второй и третьей линиями метрополитена предусмотрена немеханизированным щитом ЩН-1с.

Проходка остальных перегонных тоннелей и тоннелей соединительной ветки в электродепо, сооружаемых закрытым способом, также предусматривается немеханизированными щитами ЩН-1с. Для выполнения проходки тоннелей на участке в соответствии с графиком строительства требуется 5 щитов ЩН-1с.

Возможен вариант проходки всех перегонных тоннелей линии одним тоннелепроходческим комплексом, без проходки отдельных перегонных тоннелей немеханизированными щитами и в котлованах открытого способа работ. При этом продолжительность строительства участка линии увеличивается, не выдерживается директивный срок строительства.

### **Выводы**

1. При сооружении третьей линии метро должны использоваться тоннелепроходческие комплексы совместно с механизированными щитами.

2. Для обеспечения эффективного использования тоннелепроходческих комплексов необходимо проведение дополнительных исследований по обеспечению организации совместных работ тоннелепроходческих комплексов и другого проходческого технологического оборудования.

## **ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ ТЕКУЩИХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ КОЛЧЕДАННЫХ РУД**

**Горбатова Е.А., Колесатова О.С., Колкова М.С., Тимошенко А.Е.**

*ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»*

*На дневной поверхности накоплены огромные объемы отходов обогатительного передела колчеданных руд. Степень изученности отходов обогащения колчеданных руд очень низкая. Поэтому, особенно актуальным становятся исследования текущих хвостов обогащения колчеданных руд методами технологической минералогии с целью обоснования возможности их вовлечения в переработку.*

Текущие хвосты обогащения колчеданных руд – отходы, образовавшиеся в процессе флотации сульфидных руд и концентрирующиеся на выходе из обогатительной фабрики в виде сгущенной пульпы. Руды в процессе обогащения претерпели механическое разрушение и селекцию обломков минеральных агрегатов по содержанию полезного компонента, без последующей седиментации обломочного материала.

Комплексом современных минералого-аналитических методов были исследованы природные и технологические характеристики текущих хвостов обогащения колчеданных руд Учалинского, Узельгинского, Александринского, Майского, Юбилейного и Сибайского месторождений, перерабатываемых на Учалинской, Александринской и Сибайской обогатительных фабриках.

Текущие хвосты обогащения колчеданных руд являются обломочными техногенными образованиями, сформированными обломками минералов и минеральных агрегатов преимущественно беспорядочной текстуры. Структура кластическая, по составу обломков – кристалло- и литокластическая, по размеру обломков – мелко- и среднеобломочная.

По степени литификации текущие хвосты обогащения колчеданных руд Юбилейного, Сибайского, Майского и Учалинского месторождений согласно номенклатуре средне- и мелкообломочных пород относятся к глинистым алевритам, средневзвешенный диаметр обломков колеблется от 0,026 до 0,061 мм. Хвосты обогащения руд Александринского месторождения являются глинисто-песчаным алевритом, средневзвешенный диаметр – 0,127 мм. Хвосты обогащения руд являются не однородными по гранулярному составу, коэффициент неоднородности его больше 3.

Морфология обломков хвостов моно- и полиминерального составов определяется строением и составом руды. Хрупкие минералы высокой твердости, слагающие руды, при механическом воздействии будут образо-

ывать остроугольные обломки с ровными контурами, мягкие – обломки неправильной формы со сложными максимально изрезанными границами.

Форма обломков минеральных агрегатов и минералов изменяется от изометричной до прямоугольной и лещадной. В хвостах обогащения руд Учалинского, Сибайского, Юбилейного месторождений преобладают обломки прямоугольной формы с ровными и слабо извилистыми границами. Для хвостов обогащения руд Александринского месторождения характерны прямоугольные, остроугольные обломки с более извилистыми и изрезанными границами. Среди отходов обогатительного передела руд Майского месторождения встречаются большей частью обломки, имеющие форму близкую к изометричной с ровными сглаженными границами (табл. 1).

Таблица 1 - Морфометрические характеристики хвостов обогащения

Хвосты обогащения руд месторождения	Значение фактора								
	круглой формы			удлинения			изрезанности границ		
	min	mean	max	min	mean	max	min	mean	max
Учалинское, Узельгинское	0,16	0,71	1,04	0,23	0,67	1,0	0,26	0,96	1,16
Юбилейное	0,24	0,73	0,96	0,2	0,69	1,0	0,36	0,88	1,05
Сибайское	0,22	0,74	1,04	0,24	0,67	1,0	0,36	0,98	1,16
Александринское	0,22	0,63	0,98	0,12	0,66	1,0	0,3	0,83	1,11
Майское	0,23	0,87	1,04	0,19	0,7	1,0	0,37	1,1	1,24

Хвостообразующие минералы отличаются самой разнообразной формой, определяющей строение агрегатов. Кристаллически-зернистые агрегаты сформированы зернами идиоморфной, гипидиоморфной, аллотриоморфной, пойкилитовой, интерстиционной формы. Для агрегатов коллоидного строения типичны фрамбоидальные образования. Реликтовые структуры замещения, разъедания; а также эмульсионная; каемчатая; осколочная обусловлены сложным взаимоотношением минералов (рис. 1).

Кристаллически-зернистое строение типично для хвостов, сформированных пиритом, магнетитом, ильменитом и кварцем, зерна которых имеют преимущественно идиоморфную и гипидиоморфную форму. Сульфиды цветных металлов – халькопирит, сфалерит, галенит образуют аллотриоморфные выделения, срастаясь с зернами пирита разной степени идиоморфизма или выполняя пространство (интерстиции) между ними.

Площадь аллотриоморфных выделений варьирует в широких пределах от 2,99 до 358,41 мкм<sup>2</sup>, периметр – 8,7 – 268,76 мкм. В основном, преобладают выделения площадью и периметром в пределах 0 - 25 мкм<sup>2</sup> и мкм соответственно. Аллотриоморфные выделения обладают большой реакционной поверхностью. Для минеральных сростков, сформированных зернами различной формы и размера типична пойкилитовая структура.

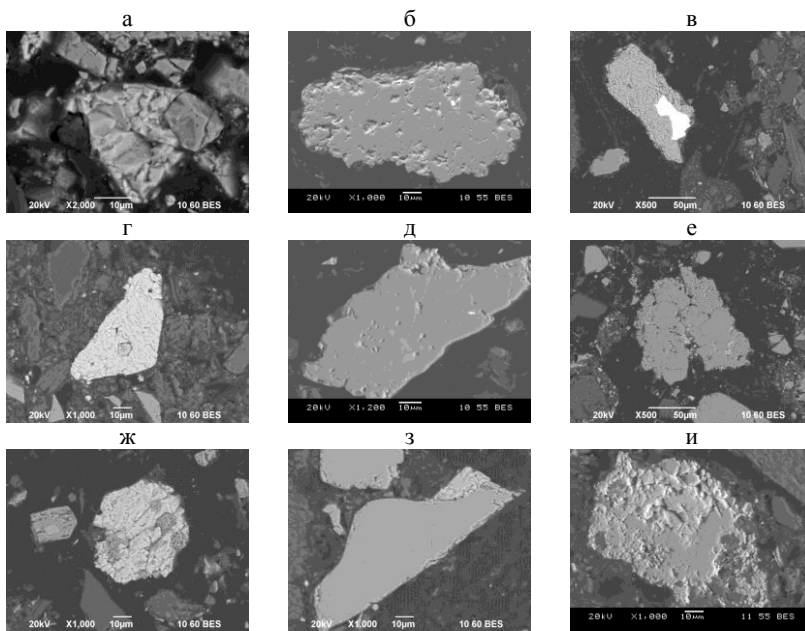


Рис. 1. Морфология минералов хвостов обогащения: а – идиоморфный кристалл пирита в массе сфалерита; б – гипидиоморфное строение пирита с редкими аллотриоморфными выделениями галенита (белое); в – аллотриоморфное выделение галенита (белое); г – пойкилитовое включение сфалерита (серое) в барите (светлое); д - пойкилитовые выделения сфалерита (светло-серое) и галенита (белое) в пирите (серое); е - интерстиционные образования сфалерита (светло серое) между зернами пирита (серое); ж – фрамбоиды пирита в халькопирите; з – каемочные выделения халькопирита (светлое); и – замещение пирита (серое) халькопиритом (светло серое)

Коррозионные рудные выделения характеризуется проникновением одних минералов в другие с образованием неправильных по форме зерен с неровными, зазубренными краями и бухтообразными очертаниями. Глубина проникновения минералов различная.

Агрегаты со структурами разъедания отличаются частичной коррозией первичного минерала более поздними минералами, развивающимися по катакластическим трещинам или границам зерен. Замещаемый минерал имеет обычно зернистое строение; площадь минеральных агрегатов варьи-

рует в широких пределах от 50,87 до 1685,44 мкм<sup>2</sup>, периметр – 47,84 – 614,06 мкм.

Каемочная структура обусловлена развитием узких полос размером доли миллиметра сфалерита или халькопирита частично или по всему контуру минерального агрегата пирита. Рудные каемки имеют мелкозернистое строение. Площадь зерен краевых каемок варьирует от 1,13 до 208,52 мкм<sup>2</sup>, периметр – 4,25 – 638,12 мкм. В основном, преобладают формы площадью 0 - 5 мкм<sup>2</sup> и периметром 5 - 10 мкм. Границы между минералами – коррозионные.

Фрамбоидальные агрегаты пирита сформированы плотно прилегающими практически округлыми зернами пирита, определяющими их сотовидное строение.

Эмульсионная структура замещения связана с тонкими закономерными сростаниями сфалерита и халькопирита (рис. 8). Площадь выделений 0,3 – 2,8 мкм<sup>2</sup>, периметр – 2,28 – 9,71 мкм. Эмульсионные выделения имеют каплевидную и пластинчатую форму и отмечаются как в рудных, так и нерудных минералах.

Осколочные выделения представлены более твердыми и хрупкими минералами, такими как пирит, кварц. Полости трещин иногда выполнены более поздними минералами (халькопирит, сфалерит и др.).

Минеральный состав текущих хвостов обогащения зависит от формационного типа колчеданных месторождений и от текстурных особенностей руды. Хвосты обогащения вкрапленных руд будут, в основном, сложены кварцем, а хвосты сплошных руд – пиритом.

Главные рудные минералы: пирит – 36 – 82%, халькопирит – до 1 %, сфалерит – до 2 %. В незначительном количестве присутствуют пирротин, галенит, арсенопирит, магнетит, ильменит, теннантит и фрейбергит. Главным нерудным минералом является кварц, содержание которого варьирует в широких пределах от 2 до 61 %. В подчиненном количестве встречаются серицит, кальцит, сидерит, барит, хлорит, гипс, тальк, иллит.

Халькопирит и сфалерит в хвостах обогащения встречаются в виде свободных зерен и агрегатов (сростков), которые по минеральному составу подразделяются на мономинеральные (халькопиритовые), биминеральные (халькопирит-пиритовые, халькопирит-сфалеритовые и др.) и полиминеральные (халькопирит-сфалерит-пиритовые и др.).

Наиболее распространенными являются халькопирит-пиритовые сростки (до 80 %). В свободных зернах халькопирит преобладает в материале крупностью менее 0,044 мм – от 7,2 % в хвостах обогащения руд Юбилейного месторождения до 19,3 % в хвостах обогащения руд Учалинского месторождения. Свободные зерна халькопирита имеют блочное строение и трещиноваты. Размер зерен не превышает 0,080 мм. В мине-

ральных агрегатах халькопирит образует каплевидные эмульсионные выделения, выполняет интерстиции между зернами пирита и трещины в брекчированных агрегатах пирита, а также тесные сростания с другими минералами. Форма выделений минерала – аллотриоморфная. Границы между халькопиритом и другими минералами неровные, часто расплывчатые.

Сфалерит в хвостах обогащения, в основном встречается в сростках с пиритом (до 51,7 %), реже с пиритом и халькопиритом, нерудными минералами. В свободных зернах сфалерит преобладает в материале крупностью менее 0,044 мм – от 9,95 % в хвостах обогащения руд Александринского месторождения до 30 и более процентов в хвостах других колчеданных месторождений. Поверхность свободных зерен сфалерита кавернозная, трещиноватая. Размер свободных зерен минерала не превышает 0,095 мм. В полиминеральных сростках сфалерит образует рассеянные и гнездовидные вкрапления, прожилки, интерстиционные выделения, а также агрегаты, в которых тесно ассоциирует с пиритом, халькопиритом и другими минералами.

Хвостообразующие компоненты образуют самостоятельные рудные и нерудные минеральные фазы, входят в состав минералов в виде изоморфных включений и механических примесей. В соответствии с современными процессами горно-металлургического производства цветные металлы подразделяются на три группы: 1. главные - Cu, Zn; 2. примеси: а) полезные и особо ценные – Au, Ag, Pb, Ba, Cd; б) вредные – As, Sb, P, Hg; 3. образующие нерудную составляющую: Na, K, Ca, Al, Mg, Mn, Co, Ni, Ti, Fe. Форма нахождения химических компонентов в хвостах обогащения обычно определяется формационным типом месторождения.

Следует отметить, что текущие хвосты обогащения руд Учалинского Александринского, Сибайского и Юбилейного месторождений, основного цикла выделения характеризуются повышенным содержанием цветных металлов (Cu - 0,25 – 0,58 %, Zn - 0,53 – 1,36 %) приближенным к кондиционным рудам (Cu – более 0,4 %, Zn – более 1 %), что свидетельствует о возможности их переработки.

Текущие хвосты обогащения отличаются гранулярным составом и морфологическими особенностями обломков минеральных агрегатов и минералов, степенью их раскрываемости и химическим составом. Полученные данные позволяют прогнозировать обоснованную целесообразность их вовлечения в переработку на современном этапе развития технологии и техники, способы переработки, контролировать эффективность производства и управления им, а также предопределять экологические последствия переработки.

#### Литература

1. Ожогова Е.Г. Морфоструктурные особенности отходов обогатительного передела / Е.Г. Ожогова, Е.А. Горбатова // Разведка и охрана недр. – 2013. - №7. - С. 39-42.



2. Горбатова Е.А. Влияние морфоструктурного состава отходов обогащения руд цветных металлов на извлечение ценных компонентов при их гидрометаллургическом переделе / Е.А. Горбатова, Е.Г. Ожогина // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. – 2012. – № 3. – С. 5 - 8.

УДК 669.334.1/4

## **О ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДОВ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ ДЛЯ КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ**

<sup>1</sup>Иванов Б.С., <sup>1</sup>Бодуэн А.Я., <sup>2</sup>Украинцев И.В.

<sup>1</sup>Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

<sup>2</sup>Научно-производственное объединение «РИВС»

*В работе рассматривается возможность применения гидрометаллургических технологий для повышения качества некондиционных медных концентратов; приведены результаты опытов по их автоклавному кондиционированию и показаны преимущества переработки концентратов повышенного качества.*

**Введение.** Традиционные металлургические технологии переработки рудного сырья требуют, как правило, его предварительного обогащения. Обогащительные операции сравнительно дешевы, позволяют повысить содержание целевого компонента в получаемых концентратах, отправив в отвал (в хвосты) пустую породу. Получение селективных концентратов позволяет рентабельно извлекать из них полезные компоненты, однако с хвостами зачастую теряется большая часть ценных составляющих сырья.

Исчерпание богатых месторождений привело к изменению характера рудного сырья, содержащего тяжелые цветные и редкие металлы, что повлекло за собой: устойчивое снижение содержания металлов в рудах, повышение стоимости добычи, усложнение химического и минералогического состава перерабатываемых концентратов, снижение показателей обогащения сырья.

Тенденции усложнения вещественного состава руд разрабатываемых месторождений сохраняются и усиливаются. В том числе наряду со снижением содержания цветных металлов уменьшается размер вкрапленности полезных минералов, для вскрытия последних часто требуются сверхтонкое измельчение, большие энергетические затраты на стадии обогащения и дальнейшей переработки полученных продуктов [1].

Типичным примером могут служить медно-цинковые колчеданные руды. При их переработке получают в основном некондиционные концентраты, содержащие 15-25 % меди и значительные количества цинка и свинца. Такие концентраты имеют более низкую рыночную стоимость, и дальнейшая их пирометаллургическая переработка на черновую медь сопровождается высокими затратами. К тому же несовершенство применяе-

мых традиционных технологии сопровождается полной потерей со шлаком медного металлургического производства цинка, а с пиритным огарком - всего железа, цветных, благородных и редких металлов, перешедших при флотации в пиритный концентрат.

Внедрение более совершенных методов рудоподготовки, применение более селективных по отношению к сфалериту и пириту органических депрессоров и флотореагентов, новых методов сульфидирования окисленных минералов и другие усовершенствования обеспечивают лишь незначительный рост извлечения ценных металлов. Именно поэтому в мировом производстве цветных и металлов в настоящее время развиваются эффективные комбинированные технологии, включающие гидromеталлургические операции, позволяющие расширить сырьевую базу, увеличить сквозное извлечение в товарную продукцию металлов и серы, организовать замкнутые циклы производства, улучшить условия труда и охрану окружающей среды.

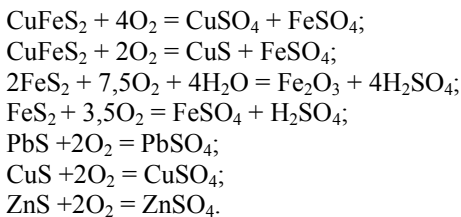
Автоклавные процессы - одно из главнейших направлений современной гидromеталлургии позволяют осуществить разнообразные химические превращения в водных средах с высокой скоростью за счет широкого диапазона температур и высокой концентрации газообразных реагентов при повышенном давлении.

Возможность использования автоклавных технологий для кондиционирования цинкосодержащих медных концентратов и промпродуктов изучалась отечественными и зарубежными учеными [2-8], которыми установлено, что их гидрохимическая переработка позволяет получить медный концентрат повышенного качества с выделением цинкового продукта, пригодного для переработки на цинковых заводах.

Из рассмотренных вариантов автоклавного вскрытия наибольший интерес представляет нейтральный метод выщелачивания, как наиболее эффективный применительно к кондиционированию сульфидных медно-цинковых полиметаллических концентратов, позволяющий осуществить селективное разделение меди и цинка в процессе автоклавной переработки в одном аппарате и за один технологический процесс; данная технология характеризуется малой материалоемкостью и энергоемкостью.

Технология гидromеталлургической переработки медно-цинковых продуктов разрабатывается к каждому конкретному образцу, так как она значительно зависит от соотношения меди к цинку в нем, что ведет к существенным изменениям параметров основных операций.

**Химизм автоклавного процесса.** Основа процесса - высокотемпературное автоклавное выщелачивание (ВТВ) исходного концентрата, главной целью которого является окисление сульфидов цветных металлов с переводом их в виде сульфатов в раствор.



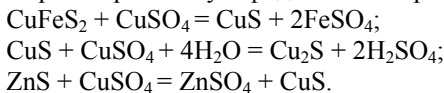
При автоклавном выщелачивании  $\text{CuFeS}_2$  частично окисляется с выделением сульфата меди  $\text{CuSO}_4$ , который работает как окислитель сульфидных минералов, при этом медь осаждается в виде вторичного сульфида - ковеллина  $\text{CuS}$ , основное количество железа, выделяется в раствор в виде  $\text{FeSO}_4$ .

$\text{ZnS}$  и  $\text{PbS}$  в процессе окислительного выщелачивания реагируют как с  $\text{CuSO}_4$  так и с кислородом, переходя при этом на 85-95 % в окисленную форму.

Кек после окислительного выщелачивания представлен сульфидными минералами - в основном ковеллином, халькопиритом, пиритом и недоразложенным сфалеритом и галенитом; окисленными - гидроксидами железа и англезитом ( $\text{PbSO}_4$ ), а также пустой породой.

Раствор после выщелачивания содержит в основном сульфат цинка, сульфат железа, медный купорос, серную кислоту и часть растворившейся пустой породы в виде сернокислых растворов (Al, Mg, K и т.д.).

Последующая совместная гидротермальная обработка (ГТО) в автоклавных условиях, в отсутствие кислорода, позволяет перевести сульфаты меди в нерастворимые сульфиды за счёт протекания обменных реакций:



Раствор после гидротермального осаждения в основном содержит сульфаты цинка и железа, а также остаток меди (до 1,5 % от исходного количества).

Медь, содержащаяся в растворе, осаждается в виде ковеллина, при этом окисляется некоторая часть сфалерита и галенита, недоразрушенных в процессе окислительного выщелачивания. Кек после гидротермального осаждения обогащается медью и обедняется по железу, которое переходит в раствор.

**Экспериментальная часть.** Горным университетом совместно с НПО «РИВС», были проведены эксперименты по исследованию возможности химического обогащения низкосортных медных концентратов. Испытания проводились применительно к медным концентратам Учалинской

ОФ и ОАО «Святогор». По данным химического анализа пробы содержали следующие основные компоненты (Табл. 1).

Таблица 1. Химический состав исходных концентратов

Наименование продукта	Содержание, %			
	Cu	Zn	Fe	S
Медный концентрат Учалинской ОФ	18,2	3,30	33,2	39,5
Медный концентрат ОАО «Святогор»	14,6	8,28	30,4	37,7

По данным рентгенофазового анализа исходного концентрата в пробе представлены халькопирит  $\text{CuFeS}_2$ , сфалерит  $\text{ZnS}$ , пирит  $\text{FeS}_2$ , а также нерудные слюдяные минералы типа вермикулита.

Экспериментальные исследования были проведены на комплексной автоклавной установке кафедры металлургии. Автоклавная установка позволяет поддерживать заданную температуру с точностью  $\pm 2$  °С, контролировать давление и расход газообразных реагентов с помощью систем EI-Press и EI-Flow фирмы Bronkhorst, а также отбирать пробы пульпы по ходу выщелачивания. На рис. 1 представлен общий вид автоклавной установки.



Рис. 1. Комплексная автоклавная установка

Операция автоклавного химического обогащения проводилась при следующих условиях: температура выщелачивания 180-190 °С, давление

кислорода 0,3-0,5 МПа, время выщелачивания 1 час, затем, прекращалась подача кислорода, и осуществлялось гидротермальное осаждение меди при той же температуре и продолжительности. В результате проведения этой операции содержание меди в медном концентрате – 2 увеличилось, преимущественно за счет перехода в раствор значительной части железа. Результаты операции представлены на рис. 2 и 3.

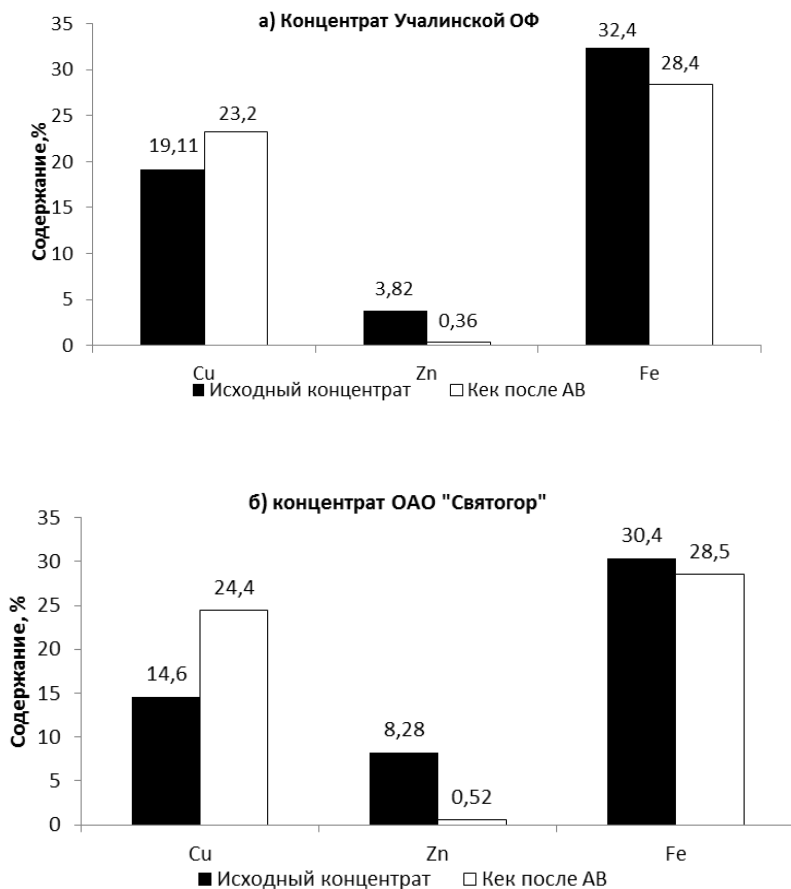


Рис. 2. Содержание основных компонентов в исходном концентрате и кеке после автоклавного выщелачивания

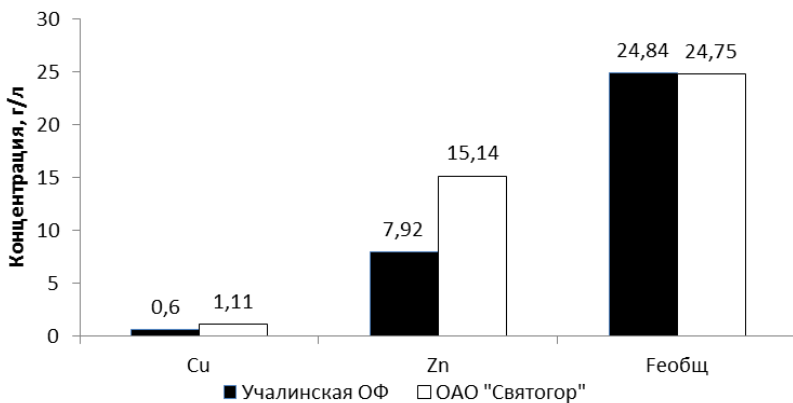


Рис. 3. Состав раствора после автоклавного выщелачивания

**Заключение.** Таким образом, операция автоклавного химического обогащения позволяет получить из низкосортного медного концентрата, концентрат повышенного качества и железосодержащий раствор сложного состава, который может быть переработан известными методами с получением цинкового полупродукта.

Обогащение по меди достигается за счет растворения железа халькопирита, также происходит повышение качества концентрата за счет перевода в раствор цинка, мышьяка и сурьмы, а также происходит концентрирование благородных металлов медном концентрате повышенного качества.

Повышение сортности выпускаемого медного концентрата с КМ-7 до КМ-4 приведет к увеличению стоимости тонны меди в концентрате, за счет уменьшения содержания железа, цинка и существенного снижения других вредных примесей - мышьяка и сурьмы; в результате обезцинкования и обезжелезнения исходного медного концентрата объем конечного продукта (концентрата КМ-4) будет уменьшен не менее чем на 20%, что приведет к снижению затрат на обезвоживание и сушку, а также сокращению расходов на транспортировку готовой продукции; сокращению безвозвратных потерь цинка с медным концентратом составит 75-80%.

Перевод медеплавильного производства на переработку концентратов повышенного качества дает следующие преимущества: увеличение производительности плавильного и конвертерного переделов; увеличение сквозного извлечения меди в черновую; выведение из переработки на сернокислотном производстве больших количеств мышьяка и сурьмы; сокра-

щение расхода вспомогательных материалов (технологический кислород, конвертерный воздух, кварцевый флюс).

#### Литература

1. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Том 3. Книга 2. М.: МГТУ, 2005. 461 с.
2. Набойченко С.С. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов / С.С. Набойченко, Л.П. Ни, Я.М. Шнеерсон, Л.В. Чугаев. Екатеринбург, 1995. 282 с.
3. Набойченко С.С. Автоклавная переработка медно-цинковых и цинковых концентратов / С.С. Набойченко. М.: Металлургия, 1989. 112 с.
4. Садыков С.Б. Автоклавная переработка низкосортных цинковых концентратов. Екатеринбург, 2006. 581 с.
5. Шнеерсон Я.П. Применение автоклавных методов для рафинирования трудно-обогатимых медных полиметаллических концентратов / Я.П. Шнеерсон, Н.Ф. Иванов // Цветные металлы. – 2003. - №7. – С. 63-67.
6. Серова Н.В. Химическое обогащение коллективных медно-цинковых концентратов / Н.В.Серова, В.И.Горячкин, В.А. Резниченко и др. // Металлы. 2000. - №3 – С. 28-34.
7. А.с. 1788050 СССР, МПК5 С22В53/04. Способ переработки сульфидных медно-цинковых полиметаллических концентратов / Горячкин В.И., Серова Н.В., Тимошенко Э.М., Набойченко С.С., Лысых М.П., Сиряпов В.Г. (СССР). — N 4924148; Заяв. 02.04.1991; Опубл. 15.01.1993.
8. Бодуэн А.Я. Автоклавное химическое обогащение низкосортных сульфидных медных концентратов / А.Я. Бодуэн, Б.С.Иванов, М.А. Перфильева // Сборник докладов международного конгресса «Цветные металлы - 2011». Красноярск, 2011. С. 338-341.

УДК 622.283

### **ПРИРОДНОЕ ПОЛЕ НАПРЯЖЕНИЙ В МАССИВЕ МНОГОЛЕТНЕМЕРЗЛЫХ ГОРНЫХ ПОРОД**

**Иудин М.М.**

*Северо-Восточный федеральный университет, г. Якутск, Россия*

*Рассмотрены факторы формирования естественного напряженного состояния в криолитозоне Севера. Выделены зоны с разными температурными режимами в массиве многолетнемерзлых горных породах, в которых распределение напряженного состояния определяется природными условиями.*

Современные представления о природном поле напряжений, действующих в верхних слоях земной коры, учитывают два фактора, формирующие начальное напряженное состояние массива горных пород [1]. Основной фактор относится к гравитационной составляющей силы тяжести горных пород, который определяет естественное напряженное состояние земной коры. Второй фактор, определяющий природное поле напряжений, относится к проявлениям тектонических процессов в виде тектони-

ческих (дополнительных) напряжений в массиве горных пород. Взаимодействие двух видов напряженного состояния порождает совместное напряженное состояние массива горных пород в окрестности месторождения.

Многочисленные исследования подтверждают гипотезу о существовании связи полей напряжений с геологическими структурами массива горных пород, о неравномерности распределения напряжений в окрестности геологических структур. Большинство горных пород имеют неоднородную структуру и текстуру, от которых существенно зависят деформационные свойства, определяющие распределение напряжений в породном массиве [1, 2]. Как полагают авторы [3], в реальном геологическом процессе в горной породе формировалось специфическое напряженное состояние, обусловленное последовательностью возникновения структуры под давлением (одна система напряжений) и омоноличивания этой структуры цементирующими веществами (другая система напряжений). Следовательно, деформационные свойства горных пород определяются этими совмещенными системами напряжений в горной породе, а их изучение традиционными методами не дают адекватной оценки полноты и достоверности распределения данных свойств в массиве горных пород.

Реально в массиве горных пород под действием гравитационной нагрузки происходит изменение внутренней структуры минерального скелета породы, что выражается в изменении формы и объема массива. Когда нагрузка превосходит прочность минерального скелета породы, наступает разрушение структуры и связей между частицами горной породы. Каким образом внешняя нагрузка переходит во внутренние усилия в виде напряжения можно только предполагать, применяя разные гипотезы. Например, закон Гука: напряжения прямо пропорциональны деформациям. На основании данного закона получены основные физические уравнения линейной связи между компонентами деформаций и напряжений, действующие в массиве горных пород вокруг горной выработки. Массив горных пород моделируется сплошным, твердым телом, что позволяет применить фундаментальные уравнения механики сплошной среды (уравнения равновесия, уравнения совместности деформаций) для нахождения напряжений и деформаций. В упругой модели предполагается, что уровень расчетных напряжений в массиве горных пород не должен превышать значения разрушающих нагрузок, в противном случае деформации горных пород переходят в нелинейную стадию деформирования.

Для упрощения решения геомеханической задачи расчета напряженно-деформированного состояния наделяют массив горных пород свойствами однородности, изотропности, что дает теоретическую возможность получить конечные математические выражения. Конечно, при этом необходимо обосновывать применение гипотез однородности, изотропности к



реальной структуре и строению массива горных пород. Для описания напряженно-деформированного состояния массива горных пород применяют методы математической теории упругости.

В районах распространения криолитозоны обычно выделяют три зоны по мощности мерзлого слоя массива горных пород, отличающиеся температурным режимом. Первая зона относится к слою массива пород, прилегающих к дневной поверхности, и называется зоной сезонных годовых колебаний температуры пород. Вторая зона, наиболее большая по мощности и представляющая значительный интерес при анализе напряженно-деформированного состояния массива горных пород вокруг выработок, называется зоной естественного распределения температурного поля. Третья зона является переходной между зоной естественного распределения температурного поля и талым массивом горных пород ниже многолетней мерзлоты. [4, 5]

В первой зоне формирование напряженно-деформированного состояния в мерзлой части дисперсных пород связано с развитием таких сложных физико-химических процессов, как кристаллизация поровой влаги и распучивание породы, миграция незамерзшей воды, расклинивающее действие тонких пленок воды и др.

В данной зоне температурный фактор существенно влияет на формирование напряженно-деформированного состояния массива горных пород вокруг подземной выработки. Будем считать, что в массиве горных пород вокруг выработки действуют две силы, влияющие на напряженно-деформированное состояние породного массива: гравитационная сила, обусловленная силой тяжести вышележащих горных пород, и температурные напряжения, обусловленные изменением естественного температурного поля горных пород. Если рассматривать напряженно-деформированное состояние массива только от гравитационной силы, то концентрация напряжений на контуре породного обнажения появляется с образованием полости (выработки) в горных породах. Тепловое воздействие вентиляционного воздуха на естественный температурный режим приконтурного слоя мерзлых пород вызывает появление температурных напряжений в массиве. На величину температурных напряжений влияют температурная зависимость физико-механических свойств и температурная деформация горных пород, что увеличивает или снижает общую концентрацию напряжений на контуре обнажения и носит сезонный, циклический характер.

При рассмотрении напряженно-деформированного состояния массива горных пород будем считать, что в породном массиве стабилизировалось напряженно-деформированное состояние массива под влиянием длительного геологического периода. На основе теоретических и экспериментальных исследований Ю.Л. Ребецкий сформулировал основные положения

ния развития напряжений в земной коре. В верхней части земной коры в изменяющемся поле напряжений геологическая среда формирует энергетически активные структуры, отвечающие принципу максимальной эффективной диссипации энергии, накапливаемой в процессе упругого деформирования горных пород [6].

Расчеты, выполненные в работе [4] показали, что максимальные касательные напряжения с глубиной существенно возрастают, а величина прочности горных пород на глубине 2000 м по оценке касательных напряжений стремиться к величине вертикальной гидростатической гравитационной составляющей напряженного состояния массива. Поэтому, оценку естественного напряженного состояния массива на глубинах более 1500 м следует производить с учетом развития в горных породах существенных касательных напряжений соизмеримых с прочностью горных пород и с учетом возможности формирования нескольких сопряженных систем напряжений в массиве.

Взаимодействие внутренних полей напряжений при разгрузке в процессе генезиса осадочной породы препятствует полному освобождению накопленной энергии упругих деформаций [7]. Из области механики грунтов известно положение об одновременном действии двух систем напряжений: эффективных, связанных с передачей давления от внешней нагрузки нижележащим слоям породы, и нейтральных, связанных с гидростатическим напряжением.

Результаты работы А.И. Мороз [7] подтверждают, что в процессе снятия внешней нагрузки взаимодействие систем напряжений, действующих в горной породе, приводит к тому, что коэффициент Пуассона зависит от коэффициента Пуассона слагающих ее фракций. С другой стороны, породный массив в естественном состоянии находится в относительно устойчивом равновесии и постоянном нагружении силой тяжести горных пород, что формирует величину коэффициента бокового отпора в значении константы на период устойчивого равновесия исходного поля напряжений.

При отработке кимберлитовых трубок открытым способом глубокие карьеры создают перераспределение естественного напряженного состояния массива [5]. Формирование естественного напряженного состояния массива горных пород в кимберлитовых месторождениях на больших глубинах происходит под воздействием нескольких сопряженных систем напряжений. Значительное влияние приобретает рост касательных напряжений в массиве по величине соизмеримых с прочностью горных пород [4]. Расчеты показали, что максимальные касательные напряжения с глубиной существенно возрастают, а величина прочности горных пород на глубине 2000 м по оценке касательных напряжений стремиться к величине вертикальной гидростатической гравитационной составляющей напряжен-

ного состояния массива. Поэтому, оценку естественного напряженного состояния массива на глубинах более 1500 м следует производить с учетом развития в горных породах существенных касательных напряжений соизмеримых с прочностью горных пород и с учетом возможности формирования нескольких сопряженных систем напряжений в массиве.

#### Литература

1. Курленя М.В., Миренков В.Е., Сердюков С.В. Взгляд на природу напряженно-деформированного состояния недр Земли и техногенные динамические явления // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – №8. – С.5-19.
2. Томилин А.В. Закономерности влияния структурно-текстурных особенностей горных пород на их деформационные свойства // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – №3. – С.169-170.
3. Репников Л.Н., Мороз А.И. Механизм образования двух совмещенных систем напряжений в горной породе различного генезиса // Механика композиционных материалов и конструкций. – 2005. – №2. – Т.11. – С.258-265.
4. Иудин М.М. Естественное напряженное состояние массива горных пород кимберлитовых месторождений // Вестник Якутского государственного университета. – Якутск. – 2009. – Т.6. - №2. – С.25-31.
5. Иудин М.М. Напряженное состояние массива многолетнемерзлых горных пород // Отечественная геология – 2011. - №6. – С.72-76.
6. Ребецкий Ю.Л. Напряженное состояние и прочность массивов горных пород в условиях естественного залегания // Исследование в области геофизики. – М.: ОИФЗ РАН, 2004. – С.360-362.
7. Мороз А.И. К вопросу об определении коэффициента Пуассона осадочной горной породы // ФТПРПИ. – 2006. – №4. – С.59-68.

УДК 622.235

### **ОЦЕНКА ГАЗОДИНАМИЧЕСКОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА ЗАРЯДОВ ПРИ НАПРАВЛЕННОМ РАЗРУШЕНИИ**

<sup>1</sup> Ковалевский В.Н., <sup>2</sup> Дамбаев Ж.Г., <sup>1</sup> Возгрин Р.А.

<sup>1</sup>Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», г. Санкт-Петербург, Россия, <sup>2</sup> Улан-Удэнский институт железнодорожного транспорта, г. Улан-Удэ, Россия

*В работе проводилось исследование влияния квазистатического действия продуктов взрыва на развитие магистральной трещины. Были проведены эксперименты в кварцевом стекле с целью выявления закономерностей истечения продуктов взрыва, распространения волн напряжений и процесса развития трещин между соседними зарядами. Также осуществлена скоростная фотосъемка для определения динамики развития трещин.*

Традиционный подход к решению направленного разрушения состоит в анализе динамических полей напряжений при взаимодействии волн напряжений между смежными зарядными полостями. Однако, в ряде

работ [1, 2] отличается существенная роль квазистатического давления продуктов взрыва в полости зарядной камеры, под действием которого, генерируется напряженное состояние массива горной породы, который осуществляет процесс раскола между соседними шпурами (скважинами). Под действием квазистатического давления ПВ происходит расширение зарядной полости и развитие магистральной трещины между шпурами (скважинами), т. е. этот процесс можно рассматривать как квазистатический, в котором квазистатическое напряженное состояние массива определяет процесс трещинообразования, как при статическом нагружении [3].

Для получения более полной картины взрыва были проведены лабораторные эксперименты в моделях кварцевого стекла с целью выявления закономерностей истечения ПВ, распространения волн напряжений и процесса развития трещин. При этом производилось изучение взрыва удлинённых цилиндрических зарядов ВВ в кварцевом стекле и рассмотрение развития радиальных трещин за счет взаимодействия волн напряжений между смежными шпурами (скважинами). В настоящий период времени математический аппарат механики сплошных сред не позволяет рассчитывать динамику развития трещин [3, 4]. Для достижения этой цели были проведены экспериментальные исследования методом скоростной фотосъемки с использованием Теплеровской установки ИАБ - 451 со скоростью съемки  $10^6$  кадров в секунду.

Исследования проводились в оптически прозрачном материале (в кварцевом стекле) размером  $100 \times 100 \times 100$  в центре которого имелись цилиндрические отверстия диаметром 7 мм и глубиной 75 мм. Для моделирования взаимодействия волн напряжений от соседних (смежных) зарядов к двум боковым граням кубика прикладывались жесткие гладкие пластины.

Величина взрываемого заряда составляла 1,4 г, диаметр заряда 2 мм, длина 50 мм. Заряд располагался коаксиально в зарядной камере и имел радиальный кольцевой зазор - 1.5мм.

Полученные кинограммы дают возможность исследовать особенности истечения ПВ, закономерности распространения волн напряжений и процесса развития трещин. В образце кварцевого стекла, где приложены жесткие гладкие боковые границы дали возможность для преимущественного развития радиальных трещин в сторону их, т.е. они позволили моделировать взаимодействие волн напряжений от смежных зарядов.

Кинограммы процесса истечения ПВ, распространения волн напряжений и процесса трещинообразования представлена на рис.1. Из проведенных экспериментов следует, что в начальный период времени распространяются волны напряжений со скоростью звука для данной среды. Распространение волн напряжений вызывают сложное напряженное состоя-

ние среды и в оптически активных материалах появляются линии (изохромы), которые распространяются со скоростью продольных волн в среде.

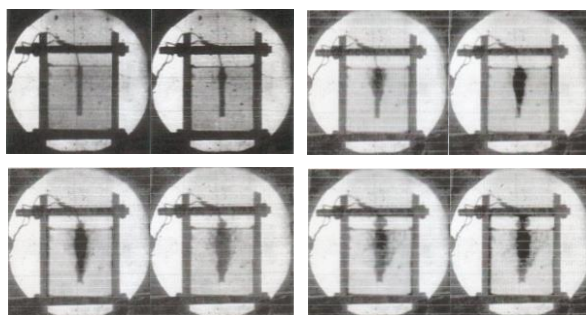


Рис.1. Кинограмма взрыва удлиненного цилиндрического заряда в кварцевом стекле.

Распространяющиеся цилиндрические волны от каждого сечения полости удлиненного заряда представляют собой трансформированную коническую волну напряжений по длине зарядной камеры со скоростью продольной волны кварцевого стекла. Скорость детонации заряда составляла 6000 м/с, а скорость истечения продуктов взрыва 700-1000 м/с.

Из анализа кинограммы видно, что скорость распространения магистральной трещины скачкообразна и возрастает при взаимодействиях волн напряжений от жесткой боковой границы и величина ее составляет 0.3-0.4 $C_p$ . Пульсирующий характер развития трещины можно объяснить за счет релаксационных процессов напряжений на острие трещины. Величина интенсивности напряжений в вершине трещины, необходимой для дальнейшего ее роста определялась временем подпитки достаточного критического уровня напряжений. Средняя скорость развития магистральной трещины составляла около 2000 м/с, и процесс разрушения образца происходил за  $25 \cdot 10^{-6}$  с. Следовательно, можно утверждать, что определяющую роль развития магистральных трещин играет взаимодействие волн напряжений, хотя при этом в полости зарядной камеры еще продолжают сохраняться газообразные продукты взрыва, что свидетельствует о квазистатическом процессе разрушения.

#### Литература

1. Исаков Л.П., Шер Е.Н. Задача о динамике развития направления трещин при шпуровом взрывании. - ФТРПИ.- 1883. - №3, с. 28-36.

2. Дамбаев Ж.Г. Рациональное использование энергии продуктов взрыва при добыче кристаллосырья и направленном расколе горных пород. - V международный горно-геологический Форум, Спб, 1997.
3. Карзов Г.В., Маргодин Б.З., Швецов В.А. Физико-механическое моделирование процессов разрушения. - Спб, 1993, -389 с.
4. Сиратори М., Миеси Т., Мацусита Х. Вычислительная техника разрушения. – М. Мир, 1986. -334 с.

УДК 622.834:622.272

## **ПРОИЗВОДСТВО МАРКШЕЙДЕРСКИХ НАБЛЮДЕНИЙ ЗА СДВИЖЕНИЕМ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ НА ОКТЯБРЬСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ С ПРИМЕНЕНИЕМ СПУТНИКОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ**

**Колесатова О.С., Усманов А.Р.**

*ФГОУП ВПО «Магнитогорский государственный технический университет  
им. Г.И. Носова»*

*В статье рассмотрено ведение маркшейдерских наблюдений с использованием GPS-аппаратуры.*

Наблюдения за сдвижением земной поверхности проводят для определения параметров процесса сдвижения на месторождении и получения фактических данных для обоснованного решения вопросов охраны сооружений и выемки руды из предохранительных целиков [1].

Наблюдательная станция представлена профильными линиями, ориентированными по простиранию и вкрест простирания рудного тела. Для определения параметров процесса сдвижения, в условиях отработки рудного тела №35, достаточно заложить две профильных линии: одну - по простиранию залежи через центр мульды сдвижения, другую - вкрест простирания рудного тела [2].

Рабочие реперы закладываются по профильной линии внутри мульды, с интервалом 20-25 м. Опорные реперы располагаются за пределами мульды сдвижения по три штуки с интервалом 50 м (рис.1).

Длина проектируемой профильной линии располагаемой по простиранию составляет 450,0 м (рис. 1 а), профильной линии располагаемой вкрест простирания – 505,5 м (рис. 1 б).

Наблюдения с помощью GPS-аппаратуры рекомендуется проводить двумя приемниками. Базовый приемник в течение всего периода наблюдений располагается на пункте геодезической основы с известными координатами, ровер (второй приемник) перемещается по реперам.

Работы по определению координат реперов профильных линий выполняются в следующей последовательности:

- планирование сеансов наблюдений;
- полевые работы;

- камеральные работы

Планирования времени и продолжительности спутниковых наблюдений, а также определения оптимальной маски угла возвышения предшествуют полевым измерениям деформаций массива горных пород.

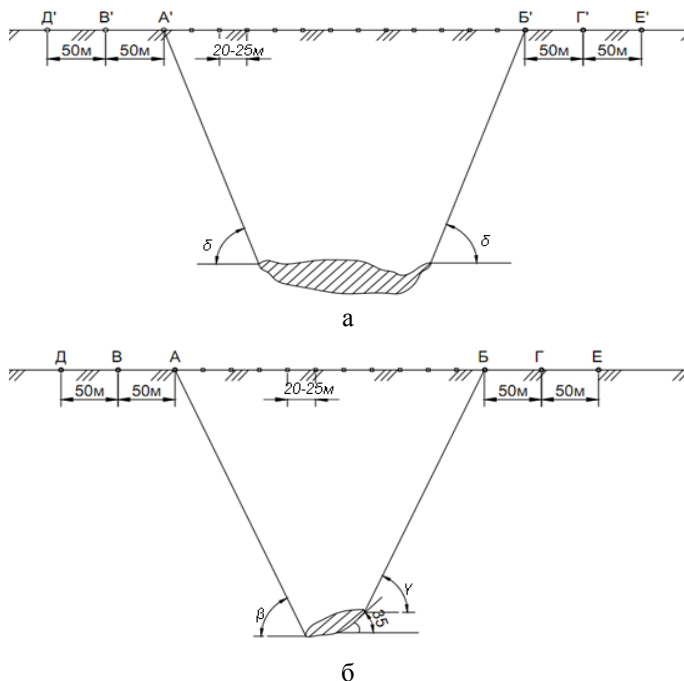


Рис. 1. Схема определения длин проектируемых профильных линий:  
а) по простиранию, б) вкрест простирания

Такое внимание к планированию полевых работ объясняется тем, что на большинстве горных предприятий, где производятся наблюдения за сдвигами земной поверхности и охраняемыми объектами, имеет место затрудненный или некачественный прием спутниковых радиосигналов. Основными неблагоприятными факторами в данном случае будут электрический шум, многолучевой ход радиосигнала и ограниченная видимость на спутники. Неблагоприятное воздействие электрического шума можно исключить еще на стадии проектирования наблюдательной станции, в этом случае необходимо избегать закладки рабочих и опорных реперов ближе, чем 25-50 метров от линий электропередач, трансформаторных подстанций и контактной сети электрического транспорта. По полученным в результате моделирования графиках распределения количества

видимых спутников и фактора PDOP, составляются примерные маршрутные листы таким образом, чтобы собственно наблюдения велись в периоды времени с наименьшим PDOP, а в периоды, когда фактор PDOP достаточно высок, совпадали с перемещениями приемника между реперами и центрированием прибора.

На первом этапе полевых работ производится определение координат опорных реперов наблюдательной станции в статическом режиме наблюдения базовых линий (время наблюдений от 40 до 60 минут), реже, при хороших условиях наблюдений, используется быстро-статический режим наблюдений с удлинненным временем наблюдений (время наблюдений от 30 до 40 минут).

Определение координат рабочих реперов наблюдательной станции рекомендуется производить с использованием быстро-статического метода, при этом время наблюдений увеличивается на 5 минут для контроля. Также для определения координат рабочих реперов можно использовать кинематический метод, при помощи этого способа точность определения координат составит 2-3 мм. Для обеспечения этой точности необходимо выполнить ряд условий:

- при определении координат рабочих реперов применять оптическое центрирование GPS-приемников на штативах, вместо использования легких кинематических вешек;
- при производстве полевых работ производить набор данных на каждом репере в течение, как минимум, трех минут (36 спутниковых эпох). В этом случае обеспечивается не только достаточное количество данных, необходимых для определения точных координат рабочего репера, но и возможность инициализации каждого репера сети в режиме OTF (On The Fly search), что повышает точность определения координат.
- при производстве полевых работ применять разбиение профильных линий на сегменты длиной 200-300 м. В начале и в конце каждого сегмента должны быть расположены репера, координаты которых определяются статическим или быстростатическим методами.

Полученные пространственные координаты реперов наблюдательной станции, длины линий и превышения между реперами по каждой серии наблюдений подвергаются дальнейшей обработке в зависимости от конкретно поставленной задачи.

#### Литература

1. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений М. 1978.
2. Колесатова О.С., Корнеев С.А., Купташкин В.Н. Организация наблюдений за сдвижением земной поверхности при подземной отработке 35 рудного тела октябрьского месторождения// Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ: Сб. науч. тр.- Магнитогорск. гос. техн. ун-т им. Г.И. Носова. – С.103-109.



## **МЕТОДОЛОГИЧЕСКИЙ ПОДХОД К ИССЛЕДОВАНИЮ ВЛИЯНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ НА СТЕНКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ**

**Кологривко А.А., Иголка Д.А., Лукша Е.М.**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Беларусь*

*Синтезированы исследования в области прогнозирования проявлений горного давления и методологии проектирования строительства подземных сооружений. Представлен методологический подход к исследованию влияния горного давления на стенки вертикальных шахтных стволов, позволяющий принимать основополагающие решения при проектировании горных выработок или их комплексов, обусловленные в соответствии с функциональным назначением подземного объекта, в дальнейшем трансформируемые в конкретные инженерные конструкции подземного сооружения. Изложены базовые принципы методологического подхода к исследованию влияния горного давления на стенки вертикальных шахтных стволов.*

Проектирование строительства вертикальных шахтных стволов осуществляется для конкретного случая индивидуально в соответствии с основным функциональным назначением объекта, его эксплуатационными параметрами, характеристиками вмещающего массива горных пород [1]. Наиболее сложным процессом для проектирования вертикальных стволов является обеспечение их устойчивости в течение всего периода строительства и эксплуатации. Основной частью обеспечения устойчивости стенок стволов является их крепление. Крепь должна быть обеспечена необходимым запасом ее прочности. От совершенства практических методов расчета влияния горного давления, методов проектирования стволов, их научной обоснованности зависит стратегия освоения подземного пространства, что определяет актуальность наличия методологического подхода к исследованию влияния горного давления на стенки вертикальных шахтных стволов, который позволит принимать основополагающие решения при проектировании строительства стволов, в дальнейшем трансформируемые в конкретные инженерные конструкции подземного сооружения.

Анализ геологических разрезов по единичным скважинам, изученных свойств горных пород на участках строительства вертикальных шахтных стволов, принимая во внимание экспертный анализ материалов технико-экономического доклада о промышленном значении Бриневского месторождения гипса с разработкой временных кондиций (разработанного ОАО «Белгорхимпром» в 2003 году), архитектурного проекта «Поддержание мощности сырьевой базы РУП «ПО «Беларуськалий» за счет строительства стволов на шахтном поле 4РУ» (разработанного ОАО «Белгорхимпром» в 2006 году), архитектурного проекта «Поддержание мощности сырьевой базы РУП ПО «Беларуськалий» за счет строительства ство-

лов на шахтном поле 4 РУ. Первая очередь. Вторая очередь. Третья очередь. Корректировка 1» (разработанного ОАО «Белгорхимпром» в 2012 году), архитектурного проекта проходки шахтных стволов по объекту «Строительство горно-обогательного комплекса мощностью от 1,1 до 2,0 млн. тонн хлорида калия в год на сырьевой базе Нежинского (восточная часть) участка Старобинского месторождения калийных солей» (разработанного ОАО «Белгорхимпром» в 2012 году), архитектурного проекта «Петриковский горно-обогательный комплекс. Подготовительный период для проходки стволов» (разработанного ОАО «Белгорхимпром» в 2013 году), строительства вертикальных стволов в стесненных условиях городского строительства [2], позволяет считать вмещающие породы сложной природной средой, представляющей многокомпонентную систему, которая может рассматриваться как система взаимосвязей ее фазовых состояний, причем эти взаимосвязи отражают многообразие причинно-следственных факторов природных, техногенных и антропогенных воздействий. Основу построения таких взаимодействий составляют выявленные возмущения в массиве горных пород, которые представляют собой горное давление на технологические воздействия при строительстве стволов в реальном масштабе времени. Заметим, что в процессе проектирования и строительства целесообразно учитывать эти взаимодействия путем реализации включения в проектируемые и строительные технологии специальных мероприятий, направленных на снижение этих воздействий [1].

Анализ геологических условий участков ведения работ показывает, что физико-механические свойства горных пород, в первую очередь прочностные, являющиеся основой при исследовании влияния горного давления [3, 4], а также компрессионные свойства, получают в лабораторных условиях на образцах. Известно [1], что даже при испытании образцов пород, взятых из одного керна, имеется разброс показателей их свойств и в дальнейшем идет оперирование средней или средневзвешенной величиной этого показателя. Необходимо учитывать, что свойства массива, даже сложенного пластами однородных пород, в различных точках будут еще более отличаться друг от друга, чем свойства образцов пород, взятых из этого массива. Это происходит в силу действия масштабного эффекта, наличия анизотропии свойств пород в самом массиве. Поэтому физико-механические свойства однородных пород по длине ствола будут отличаться. Внешним проявлением этих отличий могут быть различные смещения контура. Из анализа научной литературы [3, 5 - 7] и нормативных документов, обязательных при проектировании подземных горных выработок, выборе средств и способов их поддержания [8, 9] периодического закона в колебаниях смещений контура вертикальных стволов не установлено.

Полученные в лабораторных условиях на образцах свойства пород не могут учитывать специфики поведения горного массива, характеризующегося наличием разнопрочностных пород, характером и степенью их нарушенности, временным фактором, влиянием температурного фактора на изменение напряженно-деформированного состояния массива, его технологической нарушенности, вызванной технологией строительства ствола, в том числе, скоростью проходки. Важным является и оценка расстояния от контура ствола, на котором необходим учет различия в прочностных характеристиках вмещающих пород. Известно [3], что по мере удаления от контура выработки температурные напряжения меняются. Отсутствие же резких изменений температур массива практического влияния на устойчивость контура выработок не оказывают и могут не учитываться, что подтверждается исследованиями состояния выработок в разнотемпературных условиях и инструментальными наблюдениями за смещением породных обнажений выработок и развитием зон неупругих деформаций.

Неровности контура выработки увеличивают значения коэффициента концентрации напряжений в 4 раза и более [3]. Большое влияние на величину коэффициента концентрации напряжений оказывает степень и характер нарушенности (неровности) породных обнажений. Наибольшее отрицательное значение имеет амплитуда неровности, т.е. размер в направлении породного массива. Увеличение числа этих неровностей влияет отрицательно в меньшей степени и способствует более равномерному распределению повышенных напряжений по контуру выработки.

Нарушение крепи стволов вследствие геомеханических воздействий может проявляться в виде отдельных трещин, систем пересекающихся трещин, отслоений, заколов и вывалов самой крепи. Развитие нарушений крепи во времени происходит, как правило, плавно, переходя к более существенным и охватывая все большие участки. Образование заколов и вывалов требует перекрепления нарушенных участков. При выборе конструктивно-технологических решений по креплению и определении фактической несущей способности крепи важную роль играет достоверность геологической информации о степени нарушенности вмещающего массива [10]. Достоверность учитываемых свойств пород определяется не только качеством их выполнения, но и возможностью их уточнения в период проектирования и строительства стволов, что в свою очередь позволяет вносить соответствующие коррективы в принятые решения. При проектировании обычно принимается техническая несущая способность крепи, что в сопоставлении с действующими нагрузками (в том числе прогнозными) показывает реальность сохранения контура выработки только за счет применения крепи. Однако анализ эксплуатации выработок это опровергает [3, 5]. В ряде случаев деформации превышают допустимые, что вызывает

необходимость ремонта. Опыт эксплуатации вертикальных стволов показывает, что они разрушаются значительно раньше, чем предусмотрено проектным нормативным сроком из-за ускоренного физического износа крепи [11]. Это положение справедливо для любой конструкции крепи, независимо от режима ее работы и назначения. Исключения могут составлять временные и укрепленные крепи: первые – в силу кратковременности использования, вторые – в связи с созданием системы «крепь-порода» сразу же после их устройства. Уточнение геологической информации о массиве необходимо и в связи с тем, что перед началом или в процессе строительства может проводиться подготовка массива, направленная на изменение его физико-механических свойств или общего состояния с целью уменьшения влияния горного давления на контур или крепь ствола или же направленная на усиление самой крепи. К таким мероприятиям можно, например, отнести создание камуфлетных полостей по контуру выработки с одновременным их креплением бетоном или полимерным материалом, что позволит усилить внешний контур самого ствола [12, 13].

Вышеизложенное дает основание полагать, что свойства пород, не определенные инженерно-геологическими исследованиями, комплексно необходимые для прогнозирования проявлений горного давления на стенки стволов, могут быть приняты табличными или рассчитаны по известным методикам.

Каждый участок массива, включенный в систему влияния массива на ствол, характеризуется учетом большого количества происходящих явлений и процессов. Процессы в породном массиве протекают непрерывно с изменениями в зависимости от техногенного и антропогенного воздействия. Поэтому на всех этапах проектирования и строительства возникает вопрос уточнения исходных геологических данных для определения влияния горного давления на контур и крепь ствола в данный период времени.

При исследованиях построенная модель взаимодействия массива с объектом требует активного геомеханического мониторинга ситуации в массиве как основы для прогнозирования проявлений горного давления и разработке рекомендаций по технологии строительства. Существующая практика не реализует этого подхода по многим, в основном экономическим и техническим причинам. Этот ряд важных факторов снижает уровень функционирования обратных связей между элементами системной модели «массив-технология-объект». Поэтому реально эта система может представлять собой модель, которая, с одной стороны, обладает всеми свойствами открытой системы (гибкость, динамичность, целостность, сложность и т.д.), а с другой стороны, как логическое построение, отображающее представление об объекте и протекающих в нем процессах, исходя из имеющейся геологической информации. Исследование влияния гор-

ного давления может быть основано на базах, имеющихся на момент исследования, знаниях и экспертных системах. Последние, по сути, являются диагностическими, т.е. ориентированными на исследование объекта в зависимости от конкретных значений исходных параметров (признакового пространства). Такие экспертные системы нашли широкое применение во многих предметных областях и могут быть рекомендованы в случае исследования влияния горного давления на контур и крепь вертикальных шахтных стволов, используя комплексный метод прогнозирования проявлений горного давления.

Прогнозирование проявлений горного давления в вертикальных стволах базируется на исследованиях отечественных (Протодяконов М.М., Терпигорев А.М., Бокий Б.И., Цимбаревич П.М., Слесарев В.Д., Динник А.Н., Савин Г.Н., Лехницкий С.Г., Руппенейт К.В., Белаенко Ф.А., Крупенников Г.А., Шевяков Л.Д., Булычев Н.С., Протосеня А.Г., Обручев Ю.С., Огородников Ю.Н., Картозия Б.А., Корчак А.В., Войтенко В.С. и др.) и зарубежных ученых (К. Бах, Г. Шпакелер, Р. Феннер, А. Лаббас, Ф. Мор, Л. Уокер, Дж. Спелдинг, Р. Квапил, К. Терцаги, К. Хефер и др.) [6, 14, 15].

Исследования по прогнозированию проявлений горного давления, основанные на положениях теории упругости, пластичности и ползучести, выполнены Р. Феннером, А. Лабассом, Руппенейтом К.В., Белаенко Ф.А., Либерманом Ю.М., Авершиным С.Г., Ержановым Ж.С., Протосеней А.Г. и др. Положения теории вероятностей и математической статистики использовались в исследованиях Руппенейта К.В., Матвиенко В.В., Долгих М.А., Баклашова И.В., Шейнина В.И. и др. Обширные работы по изучению проявлений горного давления в натуральных условиях осуществлены Крупенниковым Г.А., Черняком И.Л., Максимовым А.П., Заславским Ю.З., Давыдовичем И.Л., Балбачан И.П., Литвинским Г.Г., Шехурдиным В.К., Картозией Б.А., Корчаком А.В., Войтенко В.С. и др. Значительное развитие получили экспериментальные исследования на моделях (Кузнецов Г.Н., Трубачев В.Г. и др.) и работы по изучению свойств горных пород, энергетического состояния массива и контура выработки (Руппенейт К.В., Либерман Ю.М., Матвеев Б.В., Глушко В.Т., Ильницкая Е.И., Шехурдин В.К., Войтенко В.С. и др.).

Разработанные научные основы и методы прогнозирования проявлений горного давления в вертикальных выработках можно разделить на аналитические, инженерные и аналоговые [6].

Для аналитических методов характерны три направления. В основу исследований первого направления, представленного работами Протодяконова М.М., Цимбаревича П.М., Слесарева В.Д., К. Терцаги, Шехурдина В.К., Каретникова В.Н., Булычева Н.С., Фотиевой Н.Н., Картозии Б.А., Борисова В.Н., др., легли гипотезы, основанные на положениях строительной механики. В исследованиях этого направления массив горных пород и

крепь вертикальной выработки рассматриваются без учета их взаимодействия. В теоретических исследованиях горный массив аппроксимируется сыпучей средой. Однако результаты, получаемые на их основе, не всегда подтверждаются практикой. С увеличением глубины выработки расхождения становятся все более значительными.

В исследованиях второго направления используются положения гипотезы деформаций. Согласно этой гипотезе деформации играют существенную роль в формировании нового поля напряжений около ствола, крепь активно взаимодействует с горным массивом, а нагрузка на нее зависит от перемещений стенок выработки, допускаемых этой крепью. Поскольку деформации горных пород охватывают широкий диапазон от упругих до хрупкого разрушения и вязкого течения, то гипотеза деформаций имеет различные частные модификации, из которых наибольшее значение в настоящее время имеют гипотезы разрушения, упруговязкого деформирования и наследственной ползучести. В исследованиях этого направления используются теории механики сплошных сред: упругоизотропных (Динник А.Н., Савин Б.М., Родин И.В., Шехурдин В.К. и др.); упругоанизотропных (Лехницкий С.Г., Космодамианский А.С. и др.); вязкопластичных (Максимов А.П., А. Салустович, К. Хёфер, Войтенко В.С. и др.); упругопластичных (Р. Феннер, А. Лабасс, Руппенейт К.В., Хирамацу Ё., Ока Ю, Либерман Ю.М. и др.) и упругонаследственных (Ержанов Ж.С., Розовский М.И., Глушко В.Т. и др.).

Третье направление представлено работами Ершова Л.В., Насонова Л.Н. и др. В этих исследованиях упругопластическая задача решается с позиции потери устойчивости горного массива, сопровождающейся изменением формы ствола.

Инженерные методы характеризуются исследованиями, базирующимися на теории свода (Протодьяконов М.М., Цимбаревич П.М., Р. Квапил, К. Терцаги, Бродский М.Б. и др.), натурных измерениях (многочисленные работы научно-исследовательских, проектных и производственных организаций, университетов горного и геологического профиля: ВНИМИ, ИГД им. А.А. Скочинского, Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», Московский государственный горный университет, Тульский государственный университет, Донецкий национальный технический университет, Российский государственный геологоразведочный университет имени Серго Орджоникидзе и др.) и вероятностно-статистических прогнозах (Руппенейт К.В., Матвиенко В.В., Черняк И.Л., Глушко В.Т., Кацауров И.Н., Баклашов И.В., Долгих М.А. и др.).

Методы аналогий основаны на выявлении и использовании корреляционных связей между геологическими, геофизическими, физико-

механическими и инженерно-техническими факторами (Алферов О.С., Скворцов Г.Г., Кориловская Л.К., Фромин В.В. и др.).

Область применения методов прогнозирования проявлений горного давления в вертикальных стволах ограничивается горно-геологическими и инженерно-техническими условиями, возможностью получения и степенью достоверности геологической информации, а на стадии проектирования стволов – наличием аналогов. Эффективность аналитических методов зависит от выбора реологической модели, аппроксимирующей горный массив и точности определения геологических свойств слагающих его пород. В инженерных и аналоговых методах реальная обстановка учитывается в большей степени. Однако эмпириоаналитический и эмпирический подход к решению задачи ограничивает их использование условиями строительства отдельного ствола или участка ведения работ.

Качественная картина явлений, сопровождающих наличие в горном массиве ствола, может быть представлена следующим образом. При формировании нового поля напряжений происходит концентрация напряжений с максимальным коэффициентом на стенках ствола. Когда несущая способность пород достаточная и новые компоненты напряжений не будут превышать ее прочность, разрушение породного контура не произойдет. Если и в дальнейшем прочность породы не будет уменьшена, например, из-за воздействия воды, то проявление горного давления в этом случае закончится на стадии образования нового поля напряжений. При недостаточной начальной прочности пород или уменьшения ее в результате воздействия разупрочняющих факторов, проявление горного давления будет сопровождаться образованием предельной области (неупругих деформаций).

Распределение напряжений вокруг ствола, размеры и время образования предельной области зависит от формы сечения выработки, физико-механических свойств вмещающих пород и наличия изменяющих их реологическую характеристику факторов, напряженного состояния нетронутого массива, слоистости, трещиноватости, анизотропии и других структурных особенностей и условий залегания пород. В этой связи на характер и интенсивность проявлений горного давления влияют многие факторы. Одни из них действуют постоянно и повсеместно, другие – временно и локально (многие из них не поддаются количественной оценке).

В связи с вышеизложенным, задача исследования влияния горного давления на вертикальный ствол должна решаться в первую очередь путем установления качественной стороны процессов, происходящих при его строительстве. Полученные представления о механизме этих процессов служат основанием для количественных оценок, составления расчетных схем и разработки инженерных методов расчетов влияния и рационального управления горным давлением на различных этапах строительства ствола.

Исследования горного давления в вертикальных стволах можно условно разделить на два этапа. Первый этап характеризуется тем, что подход к представлениям о горном давлении, его природе и проявлениях осуществляется с помощью упрощенных схем – приближенных гипотез. Давление на крепь определяется как заданная статистическая нагрузка, которая не зависит от деформаций горного массива, конструкции и материала крепи, способа проходки и технологии крепления. На этом основании все исследования этого этапа имеют общее название «гипотезы сил». Можно выделить гипотезу восстановления естественного напряженного состояния массива (или полного веса столба горных пород), гипотезу свода и гипотезу об отсутствии давления на крепь ствола в прочных (скальных) породах.

На втором этапе механизм взаимодействия горного массива с крепью, напряжения в крепи и породах, перемещение на поверхности и вблизи ствола исследуются с использованием методов механики сплошной среды. В исследованиях используются «гипотезы деформаций», согласно которым давление на крепь развивается и устанавливается в результате ее взаимодействия с деформируемыми горными породами. Диапазон неупругодеформирующихся пород может изменяться в широком диапазоне – от вязкого течения до хрупкого разрушения. В этой связи гипотеза деформаций имеет ряд частных модификаций, из которых наибольшее значение имеют гипотезы разрушения пород, линейной и нелинейной наследственной ползучести.

Отличительной особенностью гипотезы восстановления является признание линейной зависимости нагрузки на крепь от глубины. Горное давление на крепь в соответствие с этой гипотезой численно равно боковому давлению в массиве горных пород.

Практика строительства и эксплуатации подземных сооружений показала, что механизм проявления горного давления (в сравнении с гипотезой восстановления) подтверждается натурными наблюдениями [6]. Было установлено, что боковое давление на крепь не возрастает пропорционально глубине. Использование гипотезы свода позволяет уменьшить расчетные нагрузки на крепь. Гипотеза обосновывает возможность увеличения глубины горных выработок без существенного упрочнения крепи.

Однако результаты, получаемые на основе гипотезы свода, не всегда подтверждаются практикой. С увеличением глубины выработки расхождение становятся все более значительными. В связи с этим, гипотеза деформаций представляется наиболее приемлемой. Одной из частных модификаций этой гипотезы является гипотеза разрушения. Исследования в этом направлении позволили разработать комплекс знаний, подтвер-



жденный экспериментами, о деформации и взаимодействии горных пород с крепью выработки. Основные положения этого комплекса следующие [6]:

- вблизи выработки вследствие концентрации напряжений образуется так называемая «зона неупругих деформаций», что проявляется в дополнительном перемещении пород и сужении сечений выработки;

- развитию радиальных смещений в массиве в известной мере препятствует крепь;

- статистическое равновесие в системе «крепь-порода» может быть достигнуто при величине отпора крепи (давления на крепь), при этом каждому значению давления соответствует определенное радиальное перемещение стенок выработки; в общем случае: чем больше перемещение стенок выработки допускает крепь (чем больше она податлива), тем меньше давление она будет испытывать (до определенного предела, начиная с которого давление стабилизируется или даже начинает возрастать);

- давление на крепь существенно зависит от степени ее жесткости (материал, конструкция, толщина) и технологии возведения, определяющей время ввода крепи в работу после обнажения стенок и начальный распор.

В гипотезе деформаций, гипотезы восстановления и свода используются в качестве отдельных частных случаев.

Процессы, происходящие около горной выработки, имеют временной характер. В зависимости от принятых уравнений напряженно-деформированного состояния фактор времени может отражаться либо в явном виде, либо в условных временных параметрах, характеризующих реологические свойства породы (например, во временных операциях – в теории наследственных сред или через коэффициент вязкости – в реологии). Эти параметры определяют по данным испытаний ползучести горных пород.

Наиболее широко, при исследовании горного давления, применяется теория линейной наследственной ползучести. Согласно принципу наследственности, материал должен обладать свойством обратной ползучести, т.е. деформации, вызванные внешними силами, не должны исчезать сразу же после снятия нагрузки. По принципу линейности деформации должны складываться между собой и быть пропорциональны напряжениям, действовавшим в разные моменты времени. И хотя процессы, протекающие в массиве вокруг закрепленной выработки, по существу релаксационные, а уравнения состояния линейной и наследственной ползучести приводят к полной обратимости деформаций ползучести при разгрузке, – эта теория успешно используется при исследованиях горного давления.

Область применения теории линейной наследственной ползучести ограничивается породами с линейной зависимостью между напряжениями и деформациями. Если принцип линейности при деформировании пород не соблюдается, то для описания их ползучести необходимо применять

методы теории нелинейной наследственной ползучести. Однако из-за сложности и недостаточной разработанности математического аппарата эта теория в механике горных пород широкого применения не получила.

Крепь вертикального шахтного ствола представляет капиталоемкую конструкцию. Поэтому при ее проектировании должны быть учтены не только условия надежности, но и критерии экономичности.

Анализ данных наблюдений и натурных замеров свидетельствуют о том, что крепь шахтных стволов в большинстве случаев работает в условиях неравномерной нагрузки [6]. Поскольку ее грузонесущая способность при этом резко снижается, должны были бы иметь место частые нарушения, чего в действительности не наблюдается. Для выяснения этого вопроса были выполнены исследования в крепи, работающей в условиях неравномерного нагружения, но совместно с горным массивом. Полученные данные свидетельствовали о том, что при такой схеме работы напряжения перераспределяются самой крепью. Значения же изгибающих моментов, а потому растягивающих напряжений, настолько малы, что ими можно пренебречь. Сжимающие напряжения несколько увеличиваются. По расчетам ВНИМИ грузонесущая способность бетонной крепи при неравномерной нагрузке уменьшается не более чем на 30-50 %, по сравнению со схемой равномерного нагружения [6].

Анализ сопоставления расчетных методов [6], при определении нагрузки на крепь для одних и тех же горно-геологических условий позволяет сделать заключение об отсутствии сплошного давления на крепь по всей глубине ствола, а также о том, что проявлений горного давления следует ожидать в отдельных разобщенных участках разреза, сложенных более слабыми породами.

Теоретические работы, в основу которых положены представления о деформациях породы в упругих пределах, практического значения не имеют. Величины давления, рассчитанные по этим методам, колеблются в значительных пределах и многократно превышают данные натурных замеров. Рассматривая теоретические работы, можно отметить, что имеется много справедливых положений, которые могут быть эффективно использованы при разработке новых инженерных методов обеспечения надежной работы крепи.

Основными нормативными документами, обязательными при проектировании подземных горных выработок и расчету крепи являются СНиП и Руководство [8, 9]. В них обобщен опыт работ в этом направлении научно-исследовательских, проектных и производственных организаций, а также университетов горного и геологического профиля. В них в принципе предусматривается дифференцированный подход к определению горного давления, креплению отдельных участков выработки, имеющих более 30% отклонения прочностных свойств вмещающих пород, однако это условие

не реализуется ввиду отсутствия практических рекомендаций. В нормативных документах практически невозможно учесть все детали рассматриваемой задачи, тем более, что знания о горном давлении постоянно развиваются [16], поэтому возможно рекомендовать для практического использования результаты современных исследований, которые следует рассматривать как дополнение к вышеуказанным материалам.

Проведенный анализ подтверждает важность проведения натуральных измерений в горных выработках и лабораторных исследований с моделированием горных условий в сопоставлении их данных с расчетными [17 - 20].

Анализ, обобщение и синтез результатов исследований в области прогнозирования проявлений горного давления, методологии проектирования строительства подземных сооружений, строительства вертикальных шахтных стволов и геологических условий участков ведения работ, резюмируя вышеизложенное, позволяет заключить, что методологический подход к исследованию влияния горного давления на стенки вертикальных шахтных стволов может базироваться на следующих основных принципах.

1. Стратегической основой исследования влияния горного давления на вертикальные шахтные стволы с капиталоемкой конструкцией крепи является не получение конкретных инженерных решений при исследовании на экстремум общих функций, в связи с отсутствием возможности геомеханического мониторинга состояния породного массива, а установление на базе фактической геологической информации области рациональных значений параметров локального воздействия породного массива на контур и крепь ствола с построением модели поведения массива. Модель должна обладать свойствами открытой системы и отображать представление об объекте и протекающих в нем процессах, исходя из имеющейся на момент исследования геологической информации. Такой методологический подход позволит принимать основополагающие решения при проектировании строительства стволов, в дальнейшем трансформируемые в конкретные инженерные конструкции сооружения с учетом существенных для объекта техногенных и антропогенных факторов. Реализация изложенного позволит в процессе проектирования учитывать неопределенность исходной информации (особенно горно-геологической), разницу во времени между принятием решения и его реализацией, а также принципиальные трудности изменения этих решений при строительстве стволов, характеризующиеся совокупностью переменных природных, техногенных и антропогенных факторов, взаимодействие которых создает множество комбинаций, отражающих специфику требований к технологии строительства объекта.

2. Эффективность исследований влияния горного давления на вертикальные шахтные стволы определяется уровнем типизации как самих

элементов единой геосистемы «массив-технология-объект», так и их взаимосвязей, учитывающих изменение техногенных и антропогенных факторов, и зависит от уточненной геологической информации при геомеханическом мониторинге состояния массива как основы для прогнозирования проявлений горного давления на контур и крепь ствола, а при невозможности ее реализации, на данном этапе проектирования, использованием комплексного метода прогнозирования проявлений горного давления, включающего аналитические, инженерные и аналоговые методы.

3. Поддержание оптимального режима строительства вертикальных шахтных стволов, а также основных конструктивных параметров управляемых технологий, в том числе при креплении как наиболее сложном технологическом процессе, основывается на гибком реагировании к поведению массива посредством оперативного регулирования различных его параметров по данным геомеханического мониторинга.

#### Литература

1. Корчак, А.В. Методология проектирования строительства подземных сооружений / А.В. Корчак // Сб. избр. трудов ученых Московского государственного горного университета «Научное обоснование подземного строительства» / Под общ. ред. Б.А. Картозии. – М.: издательство Академии горных наук, 2001. – С. 197-227.
2. Кологривко, А.А. Влияние горного давления на стенки технологической шахты в стесненных условиях городского строительства / А.А. Кологривко, Д.А. Иголка, Е.М. Лукша // Сб. трудов XI междунар. науч.-техн. конф. «Чтения памяти В.Р. Кубачека. Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности». – Екатеринбург: Уральский государственный горный университет, 2013. – С. 67-70.
3. Кошелев, К.В. Охрана и ремонт горных выработок / К.В. Кошелев, Петренко Ю.А., Новиков А.О. – М.: Недра, 1990. – 218 с.
4. Основания и фундаменты: Справочник / Г.И. Швецов [и др.]. / Под ред. Г.И. Швецова. – М.: Высш. шк., 1991. – 383 с.
5. Научное обоснование подземного строительства: Избр. труды ученых Московского государственного горного университета / Под общ. ред. Б.А. Картозии. – М.: издательство Академии горных наук, 2001. – 351 с.
6. Киреев, А.М. Управление проявлениями горного давления при строительстве нефтяных и газовых скважин / А.М. Киреев, В.С. Войтенко. Том 1. – Тюмень: Издательско-полиграфический центр «Экспресс». – 2006. – 280 с.
7. Ершов, Л.В. Механика горных пород / Л.В. Ершов, Л.К. Либерман, И.Б. Нейман. – М.: Недра, 1987. – 192 с.
8. СНиП II-94-80. Подземные горные выработки / Госстрой СССР. – М.: Стройиздат, 1982. – 31 с.
9. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи / ВНИИМ, ВНИИОМШС Минуглепрома СССР. – М.: Стройиздат, 1983. – 272 с.
10. Будник, А.В. Напряженно-деформированное состояние нарушенной бетонной крепи ствола / А.В. Будник, А.Н. Лапко, Л.В. Жигачев и др. // Технология и проектирование подземного строительства: Вестник. – Донецк: Норд-пресс, 2003. – Вып.3. С.105-109.

11. Шилин, А.А. Стратегия ремонта железобетонных конструкций подземных сооружений с учетом их состояния и требуемого уровня надежности / А.А. Шилин // Сб. избр. трудов ученых Московского государственного горного университета «Научное обоснование подземного строительства» / Под общ. ред. Б.А. Картозии. – М: издательство Академии горных наук, 2001. – С. 301-344.
12. Кологривко, А.А. Применение способа взрывоуплотнения горных пород в промышленности / А.А. Кологривко // Горная механика. – 2003. – №1. – С.79-81.
13. Кологривко, А.А. Прогнозирование параметров шурфов, проводимых способом взрывоуплотнения и одновременного крепления / А.А. Кологривко // Сб. трудов 8-ой междунар. конф. «Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики» / Под общ. ред. Р.А. Ковалева. – Тула: ТулГУ, 2012. – С. 113-117.
14. Картозия, Б.А. Горная наука – строительная геотехнология / Б.А. Картозия // Сб. избр. трудов ученых Московского государственного горного университета «Научное обоснование подземного строительства» / Под общ. ред. Б.А. Картозии. – М.: издательство Академии горных наук, 2001. – С. 8-35.
15. Протосеня, А.Г. История кафедры строительства горных предприятий и подземных сооружений Санкт-Петербургского государственного горного университета / А.Г. Протосеня, Ю.Н. Огородников. СПб: СПГТУ, 2012. – 224с.
16. Литвинский, Г.Г. Концепция новой классификации проявлений горного давления / Г.Г. Литвинский // Технология и проектирование подземного строительства: Вестник. – Харьков: РИП «Оригинал», 2000. – С.17-21.
17. Богатов, Б.А. Моделирование и обоснование решений в горном производстве / Б.А. Богатов, Ю.А. Шпургалов. – Минск: ОО БГА, 2002. – 367 с.
18. Шпургалов, Ю.А. Компьютерное моделирование принятия решений в производственных задачах / Ю.А. Шпургалов. – Минск: БНТУ, 2009. – 217 с.
19. Булычев, Н.С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах / Н.С. Булычев. – М.: Недра, 1989. – 198 с.
20. Булычев, Н.С. Крепь вертикальных стволов шахт / Н.С. Булычев, Х.И. Абрамсон. – М.: Недра, 1987. – 301 с.

УДК 622.693.2.004.4

## **ФОРМИРОВАНИЕ СОЛЕОТВАЛА ИЗ ГАЛИТОВЫХ ОТХОДОВ СПОСОБОМ ГИДРОНАМЫВА**

**Журавков М.А.<sup>1</sup>, Шемет С.Ф.<sup>2</sup>, Кологривко А.А.<sup>3</sup>,  
Круподеров А.В.<sup>1</sup>, Коновалов О.Л.<sup>1</sup>**

<sup>1</sup>Белорусский государственный университет, г. Минск, Беларусь

<sup>2</sup>ОАО «Белгорхимпром», г. Минск, Беларусь

<sup>3</sup>Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Беларусь

*Изложены технические решения по организации хвостового хозяйства калийного производства, основанные на использовании площадей отработанных шламохранилищ в качестве оснований расширяемых солеотвалов с обеспечением безопасности их эксплуатации. Приведены результаты исследований по формированию способом гидронамыва солеотвала из галитовых отходов на слабом основании.*

*Представлен анализ технического состояния солеплиты во времени и динамика изменения физико-механических свойств техногенных грунтов. Изложены рекомендации по технологии гидронамыва солеотвала на слабом основании для условий третьего рудоуправления ОАО «Беларуськалий».*

Эксплуатация Старобинского месторождения калийных солей ведет к существенному изменению геозкологической ситуации в Солигорском промышленном районе. Содержание хлористого калия в добываемых рудах находится в пределах 24-32 %. При обогащении сильвинитовой руды 65-75 % составляют отходы. Твердые отходы на 92-95 % представлены хлористым натрием, жидкие – глинисто-солевыми шламами. На 1 тонну основной продукции приходится 2,3-5,7 тонн отходов.

Геозкологические последствия эксплуатации месторождения представляют масштабный характер, одним из слагающих элементов которых является проблема складирования твердых отходов обогащения в солеотвалы, жидких – в шламохранилища [1, 2]. Традиционный подход к проблеме складирования и изоляции отходов состоит в том, чтобы задержать твердые отходы и рассол на поверхности земли внутри системы ограждающих дамб с минимизацией изъятия земельных ресурсов и хранить отходы калийного производства в пределах специально подготовленной для этого территории. Количество избыточных рассолов напрямую зависит от объема и площади, занимаемой водорастворимыми отходами. В этой связи особую актуальность приобретают вопросы, связанные с разработкой новых способов складирования отходов калийного производства при организации хвостовых хозяйств, позволяющих сократить рост площадей, используемых для размещения этих отходов, что в свою очередь снизит геозкологическую нагрузку в районе работ рудоуправлений (далее – РУ).

Снизить геозкологическую нагрузку можно за счет уменьшения изъятия дополнительных площадей под солеотвалы, используя при этом отработанные шламохранилища в качестве оснований при расширении солеотвалов. Так, в настоящее время ОАО «Белгорхимпром» продолжает разработку и реализацию проекта опытно-промышленного участка (далее – ОПУ) по складированию галитовых отходов на шламохранилище ЗРУ ОАО «Беларуськалий» способом гидронамыва.

Намыв галитовых отходов на поверхность отработанного шламохранилища предусмотрен до образования угла намыва солеплиты (пласт-плиты) 1,5°. Формирование конечного профиля (с точки намыва) осуществляется с дополнительным использованием бульдозерной техники. Реализация проекта начата в 2005 году и осуществляется по настоящее время.

В течение строительства ОПУ периодически велась топографическая съемка территории, осуществлялись инженерно-геологические изыс-

кания с целью изучения инженерно-геологического состояния формируемой солеплиты, гидрогеологических условий и физико-механических свойств грунтов, слагающих ОПУ.

На октябрь 2008 года на поверхности отработанного шламохранилища сформировалась солеплита, которая делилась на два участка: участок солеплиты, состоящий только из галитовых отходов, и участок, состоящий из смеси галитовых и шламовых отходов.

Площадь участка солеплиты из галитовых отходов ~120 тыс.м<sup>2</sup> (до уреза рассолов) при мощности 2,0-9,5 м. Максимальная мощность – у основания солеотвала. Поверхность центральной зоны солеплиты имела сеть промоин (максимальная ширина 2,5 м, глубина 1,0 м). Вызвано это суффозионными процессами, происходившими в период гидронамыва солеплиты и ее растворения атмосферными осадками. В краевых зонах солеплиты наблюдались трещины, вызванные ее оседанием под собственным весом на слабых шламовых грунтах (слабом основании).

По данным инженерно-геологических изысканий в приконтактной зоне солеплиты и шламовых грунтов отработанного шламохранилища присутствовал рассольный горизонт, тонкий слой 0,5 м рыхлых галитов и текучих шламов.

Площадь участка солеплиты из смеси галитовых и шламовых отходов ~7000 м<sup>2</sup> при средней мощности 4,0 м. Вся поверхность солеплиты была изрезана промоинами максимальной глубиной 0,5 м. В растворимых техногенных грунтах были образованы воронки максимальной глубиной 1,0 м.

С целью принятия решений по технологии формирования солеотвала на отработанном шламохранилище предложены пять технологических схем формирования солеотвала.

Так, согласно первой технологической схеме формирование солеотвала ведется путем отсыпки галитовых отходов насухо на подготовленное ложе – солеплиту. Солеплита создается путем гидронамыва галитовых отходов на поверхность отработанного шламохранилища до достижения расчетной мощности и необходимой прочности солеплиты с целью дальнейшего складирования на ней галитовых отходов насухо. Задача расчета – определение несущей способности намывной солеплиты с учетом ее мощности 10 м и прочностных характеристик при отсыпке на нее солеотвала до отметки +245,0 м при помощи ОШ-110.

Вторая технологическая схема аналогична первой с отличительной особенностью – намыв солеплиты осуществляется из смеси галитовых отходов и шлама на существующее основание, намытого галитовыми отходами. Задача расчета аналогична с задачей расчета первой технологической схемы.

Третья технологическая схема предполагает гидронамыв солеотвала галитовыми отходами на существующую солеплиту из галитовых отходов. Схема предусматривает складирование галитовых отходов путем гидронамыва на существующее основание. Задача расчета – определение возможности гидронамыва для достижения максимальной высоты солеотвала.

Четвертая технологическая схема предполагает гидронамыв солеотвала из смеси галитовых и шламовых отходов на существующую солеплиту из галитовых отходов. Схема аналогична третьей с отличительной особенностью – вместо галитовых отходов складировается смесь галитовых и шламовых отходов. Задача расчета аналогична с задачей расчета третьей технологической схемы.

Пятая технологическая схема предполагает отсыпку солеотвала насухо при помощи ОШ-110 на существующую солеплиту из галитовых отходов с расчетом устойчивости ограждающих дамб шламохранилища. Задача расчета – определение устойчивости ограждающих дамб для установления их возможного разрушения от воздействия системы «солеотвал-шламохранилище».

Разработаны и построены несколько геомеханических моделей и соответствующие им численные расчетные схемы, на базе которых выполнены исследования по изучению прочности и устойчивости системы «солеотвал-шламохранилище».

Исследованиями установлено, что формирование солеотвала предпочтительно осуществлять гидронамывом галитовых отходов (смеси галитовых и шламовых отходов) рассредоточенно по всей поверхности солеплиты до проектной отметки формируемого солеотвала. Гидронамыв предполагает процесс намыва галитовых отходов вместе с рассолом. Угол откоса формируемого отвала не должен превышать  $45^\circ$ , а вдоль ограждающих дамб по периметру формируемого отвала должен быть предусмотрен разрыв («окно») между ними и основанием солеплиты величиной 10-15 м. На участках наращивания дамб необходимо усилить их бермами шириной не менее 10 м. При достижении мощности солеплиты 29 м на всей площади шламохранилища, возможна сухая отсыпка.

Исследованиями ОАО «Белгорхимпром», ГНУ «Институт общей и неорганической химии НАН Беларуси», БНТУ установлено, что одним из способов складирования отходов может быть обезвоживание шламовых отходов и их складирование всухую, отдельно от галитовых отходов, либо совместно с галитовыми отходами. Исследования показали возможность обезвоживания глинисто-солевого шлама с получением продукта влажностью около 30 %. Обезвоженный продукт имеет физико-химические и механические свойства, дающие возможность транспортировать его и складировать совместно с галитовыми отходами [1, 3].



На ноябрь 2012 года на поверхности отработанного шламохранилища сформировалась солеплита, анализ изучения технического состояния которой на ОПУ во времени показал к настоящему времени незначительную динамику изменения физико-механических свойств техногенных грунтов. Вместе с тем, характер пространственной изменчивости показателей физико-механических свойств грунтов в пределах инженерно-геологических элементов не является закономерным. Шламовый грунт перешел из текучего состояния в текучепластичное и мягкопластичное. Смесь галитовых и шламовых грунтов находится в твердом состоянии. Имеет место наличие малопрочных грунтов (шлама), обладающих низкими прочностными и деформационными характеристиками, что вызывает неблагоприятные физико-геологические процессы. При формировании способом гидронамыва солеотвала будут создаваться благоприятные условия для вертикальной миграции атмосферных осадков (дожди, таяние снега) вглубь массива, что вызвано высокой пористостью верхней части техногенных галитовых образований. Развивающиеся во времени процессы пластической деформации, физико-химические процессы, протекающие в поровом растворе (рост кристаллогидратов при увеличении плотности рапы и изменении температурных условий, частичный переход свободной и рыхлосвязанной воды в химически связанную) будут способствовать формированию дифференцированных зон в солеотвале с различными инженерно-геологическими свойствами.

С целью оценки формирования способом гидронамыва солеотвала из галитовых отходов выбрана геомеханическая модель рассматриваемой прикладной технической задачи, представляющая собой рассмотрение насыпного сооружения на деформируемом основании. При этом возможен учет неоднородности насыпного сооружения по высоте, учитывается последовательность отсыпки в большом временном интервале, учет возможности слоев насыпного сооружения по границе с основанием. В этой связи, механико-математическая модельная задача строилась исходя из существующих положений и допущений [4 - 6].

Вследствие больших линейных в плане размеров насыпного сооружения, решение задачи изучения устойчивости системы «насыпное сооружение – деформируемое основание» рассматривалось в рамках теории упругости в условиях плоско-деформированного состояния ( $\varepsilon_{zz} = 0$ ) или в осесимметричной постановке.

Все объекты исследуемой системы при построении компьютерных расчетных моделей (солеотвал, дамба, шламохранилище и др.) рассматривались как линейно-деформируемые однородные (в среднем) изотропные (усредненные) тела. При этом принимались условия полного сцепления на всех контактных поверхностях за исключением линии контакта правой

дамбы с основанием, где рассматривались условия сцепления (контакта) с различными коэффициентами трения.

В связи с тем, что реальные технологические процессы происходят в большом временном интервале, задачи решались в квазистатической постановке.

В соответствии с принятыми допущениями связь между компонентами напряженно-деформированного состояния (далее – НДС) для элементов рассматриваемой системы была представлена в виде:

$$\begin{pmatrix} \sigma_{xx} \\ \sigma_{yy} \\ \sigma_{zz} \\ \sigma_{yz} \\ \sigma_{xz} \\ \sigma_{xy} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \lambda + 2\mu & \lambda & \lambda & 0 & 0 & 0 \\ \lambda & \lambda + 2\mu & \lambda & 0 & 0 & 0 \\ \lambda & \lambda & \lambda + 2\mu & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 2\mu & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 2\mu & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 2\mu \end{pmatrix} \begin{pmatrix} \varepsilon_{xx} \\ \varepsilon_{yy} \\ \varepsilon_{zz} \\ \varepsilon_{yz} \\ \varepsilon_{xz} \\ \varepsilon_{xy} \end{pmatrix}, \quad (1)$$

где  $\lambda, \mu$  – параметры Ламе.  $\lambda = \frac{\nu E}{(1+\nu)(1-2\nu)}$ ,  $\mu = \frac{E}{2(1+\nu)}$ , здесь

$\nu$  – коэффициент Пуассона,  $E$  – модуль Юнга.

Механико-математическая модель, описывающая НДС исследуемой системы включала:

- уравнения равновесия

$$\frac{\partial \sigma_{xx}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_{xy}}{\partial y} = 0,$$

$$\frac{\partial \sigma_{yy}}{\partial y} + \frac{\partial \sigma_{xy}}{\partial x} = -\rho g.$$

- уравнение совместности деформаций

$$\frac{\partial^2 \varepsilon_{xx}}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 \varepsilon_{yy}}{\partial x^2} = 2 \frac{\partial^2 \varepsilon_{xy}}{\partial y \partial x};$$

- уравнение состояния среды (закон Гука) – уравнения (1);

- граничные условия.

В соответствии с описанием геомеханической модельной задачи граничные условия выбирались в следующем виде. Насыпное сооружение располагается на упругом основании. В свою очередь упругое основание по ее нижнему основанию неподвижное (условия жесткого закрепления) и

отсутствует его движение в горизонтальном направлении по левой границе. По правой границе системы в целом принимаются условия на бесконечности, т.е. справа вся конструкция закреплена в горизонтальном направлении. На границе контакта основания и солеотвала (намывной солеплиты) задаются следующие условия:

$$\begin{cases} \sigma_{n1} = \sigma_{n2}, \\ U_{n1} = U_{n2}, \\ U_{\tau1} = U_{\tau2}, |\sigma_{\tau}| < f * \sigma_n, \\ \sigma_{\tau1} = \sigma_{\tau2}, |\sigma_{\tau}| < f * \sigma_n, \\ \sigma_{\tau1} = \sigma_{\tau2} = f * \sigma_n, |\sigma_{\tau}| > f * \sigma_n, \end{cases}$$

где индексами обозначены контактирующие тела,  $f$  – коэффициент трения;  $\sigma_n, \sigma_{\tau}$  – соответственно нормальные и касательные усилия.

В качестве критерия разрушения использовался критерий Кулона-Мора:

$$\frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} + \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \sin(\varphi) - C \cos(\varphi) > 0, \quad (2)$$

где  $\sigma_1, \sigma_3$  – соответственно максимальное и минимальное главные напряжения,  $C$  – сцепление,  $\varphi$  – угол внутреннего трения.

Схема вычислений представляла последовательность решения нескольких модельных задач. Вначале в расчетной модели рассматриваются все конструкции, составляющие систему, и вычисляется их консолидация (усадка под действием собственного веса). Далее рассматривались расчетные модели с последовательным намывом слоев. Выбрано восемь слоев, мощностью ~10 м каждый.

По результатам численных экспериментов прослеживается критическая отметка солеотвала 228 м. Принимая во внимание время упрочнения галитовых отходов и солеотвальных грунтов, имеет место образование дифференцированных зон с различными инженерно-геологическими свойствами. В этой связи рекомендуется вести намыв до отметки второго этапа намыва, но не ниже отметки 207,25 м. Формирование солеотвала должно вестись послойно с целью обеспечения его общей устойчивости. После второго этапа намыва рекомендуется провести дополнительные исследования по состоянию намывного грунта. При его нарушенном состоянии дальнейший намыв может представлять собой определенную опасность.

При достижении мощности намыва 29-30 м на всей площади шламохранилища в случае нарушенности состояния намывного грунта и опасности дальнейшего его намыва возможно рассмотреть случай сухой отсыпки из галитовых отходов, а также формирование солеотвала из обезвоженных глинисто-солевых шламов.

При формировании способом гидронамыва солеотвала из галитовых отходов на отработанном шламохранилище должен осуществляться постоянный геомеханический мониторинг за состоянием отвала и всех сооружений. Контроль должен быть как визуальный, так и инструментальный с применением инженерно-геологических и геофизических методов.

Важным представляется выполнение дальнейших исследований по изучению поведения шлама как двухфазной среды и поведению жидкой фракции при увеличении нагрузки и консолидации с течением времени с целью определения технологии формирования солеотвала до его верхней проектной отметки.

#### Литература

1. Шемет, С.Ф. Прогнозирование и предотвращение геэкологических последствий подземной разработки калийных месторождений / С.Ф. Шемет, А.А. Кологривко // Сб. науч. трудов 8-ой междунар. конф. «Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики» / Под общ. ред. Р.А. Ковалева. – Тула-Донецк-Минск: ТулГУ, 2012. – С. 153-165.
2. Смычник, А.Д. Технологии складирования отходов калийного производства / А.Д. Смычник, С.Ф. Шемет, А.А. Кологривко // Сб. науч. статей X Юбилейной национальной конф. с междунар. участием по открытой и подводной добычи полезных ископаемых. – Варна: 2009.– С. 494-496.
3. Шемет, С.Ф. Изменение влажности обезвоженного глинисто-солевого шлама и смеси обезвоженного глинисто-солевого шлама с галитовыми отходами от времени / С.Ф. Шемет, А.А. Кологривко // Сб. материалов междунар. науч.-техн. конф. «Процессы и средства добычи и переработки полезных ископаемых». – Минск: БНТУ, 2012. – С. 74-77.
4. Журавков, М.А. Математическое моделирование деформационных процессов в твердых деформируемых средах (на примере задач механики горных пород и массивов) / М.А. Журавков. – Минск: БГУ. – 2002. – 456с.
5. Журавков, М.А. Фундаментальные решения теории упругости и некоторые их применения в геомеханике, механике грунтов и оснований. Курс лекций / М.А. Журавков. – Минск: БГУ. – 2008. – 247 с.
6. Журавков, М.А. Компьютерное моделирование в геомеханике / М.А. Журавков, О.Л. Коновалов, С.И. Богдан, П.А. Прохоров, А.В. Круподеров / Под общ. ред. М.А. Журавкова. – Минск: БГУ – 2008. – 443 с.

**МЕТОД РАСЧЁТА МНОГОСЛОЙНОЙ КРЕПИ СТВОЛА С УЧЁТОМ РАЗНОМОДУЛЬНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД И МАТЕРИАЛА КРЕПИ****Копылов С.И.***Тульский государственный университет, г. Тула*

*Предложено решение задачи определения нитряжённо- деформированного состояния многослойной крепи ствола, выполненной из разномодульных материалов, с учётом разномодульности горного массива. Задача решена с позиции теории С.А.Амбарцумяна с использованием метода многослойных систем с помощью коэффициентов передачи нагрузок.*

При строительстве стволов современных горнодобывающих предприятий возникает объективная потребность уходить на новые горизонты разработки полезных ископаемых. При возрастании глубины заложения стволов на первое место выходит проблема их без ремонтного поддержания. Одним из путей решения проблемы без ремонтного поддержания стволов является применение крепей, обладающих большой несущей способностью, которые изготавливаются из современных полимерных или композиционных материалов. Исследования упругих свойств многих материалов указывают на отличие в их поведении от линейного закона Гука при малых деформациях. Основными отличиями являются зависимость модулей упругости от напряженного состояния и их скачкообразное изменение при переходе от растяжения к сжатию. Таким образом, полученные в экспериментах значения модуля упругости и коэффициента Пуассона при растяжении и при сжатии могут различаться. Это свойство, именуемое разномодульностью, в той или иной степени присуще практически всем материалам [1]. У различных материалов разномодульность проявляется в разной степени, у некоторых весьма существенно влияет на их поведение при нагружении.

Материалы, обладающие существенно различным сопротивлением растяжению и сжатию, часто встречаются в строительстве. К ним относятся многие естественные (грунты, горные породы, лед) и искусственные материалы (полимеры, бетон, композиционные материалы и многие другие). С.А. Амбарцумян в [1] приводит обширный обзор экспериментальных исследований материалов, обладающих свойством разномодульности.

Разномодульность установлена для многочисленных сплавов: чугуна и стали. У стали разномодульность проявляется незначительно, различие в значениях модуля упругости при растяжении и сжатии не более 3-5 %, у чугуна может достигать 30 % и более.

Свойством разномодульности обладают некоторые конструкционные материалы, в частности армированные и неармированные полимеры (полимербетоны, фторопласты).

Композиционные материалы, армированные волокнами или зернами, как правило, так же обладают существенной разномодульностью. Композиционные материалы (графитовые композиты) нашли широкое применение в строительном производстве.

Сильно выраженным свойством разномодульности обладает такой распространенный строительный материал, как бетон. Для некоторых видов мелкозернистого бетона модуль упругости при растяжении в два-три раза меньше, чем при сжатии [1]. Столь существенные различия в значениях параметров, очевидно, будут приводить к значительным расхождениям в результатах расчетов деформаций для бетона без учета его свойства разномодульности. Получение точной картины напряженно-деформированного состояния бетона чрезвычайно важно при расчетах крепей стволов глубоких шахт.

Свойство разномодульности также характерно для грунтов и горных пород. Для различного типа гранитов модуль упругости при сжатии превосходит модуль упругости при растяжении до 1,5 раз, а для осадочных пород (известняки, песчаники и др.) - до 4 раз.

В расчетах напряженного состояния горных пород и крепи, как правило, свойством разномодульности пренебрегают и рассматривают обыкновенную линейно-упругую модель сплошной среды, что может приводить к принципиальным расхождениям с экспериментальными данными и вызвать ошибки при проектировании крепей стволов глубоких шахт и рудников.

Таким образом, использование при строительстве стволов разномодульных материалов, широкое внедрение композитных материалов, проблемы, возникающие при проектировании и строительстве многослойных крепей глубоких шахт делают актуальной задачу разработки адекватной модели поведения разномодульных материалов, а также программного комплекса для численного решения подобных задач.

Рассмотрим напряжённо-деформированное состояние многослойной крепи ствола, выполненной из разномодульных материалов с учётом разномодульности горных пород. Под разномодульностью понимают различные значения упругих характеристик одного и того же материала при растяжении и сжатии. Упругие свойства разномодульности горных пород и материала крепи характеризуются при сжатии модулем деформации  $E^-$  и коэффициентом Пуассона  $\nu^-$ , а при растяжении  $E^+$ ,  $\nu^+$  соответственно.

Расчётная схема представляет собой многослойное круговое кольцо внешний  $n$ -й слой которого (при внешнем радиусе  $R_n \rightarrow \infty$ ) моделирует массив пород, а внутренние слои  $1 \div (n-1)$  - многослойную крепь. На внешнем контуре  $n$ -го слоя действует равномерно распределенная нагрузка

$$\rho_{0(r)} = \alpha^* \cdot \gamma \cdot H$$

где  $\alpha^*$  - корректирующий множитель;  $\gamma$  - объемная масса горных пород;  $H$  - глубина на которой производится расчёт крепи ствола;  $\lambda$  - коэффициент бокового давления горных пород; при отсутствие опытных данных может определяться по формуле Динника

$$\lambda = \frac{\nu^-}{1 - \nu^-}.$$

Задача рассматривается в условиях плоской деформации. На внутреннем контуре сечения крепи (при  $r = R_0$ ) радиальные и касательные напряжения отсутствуют.

Задачу решим с позиции теории С.А. Амбарцумяна [1] с использованием метода расчёта многослойных систем и коэффициентов передачи нагрузок [2].

Плоское деформированное состояние массива и многослойной крепи описывается следующими соотношениями упругой разномодульной среды:

$$\begin{aligned} e_r &= \frac{1}{E^-} \cdot [(1 - \nu^- \cdot \nu^+) \cdot \sigma_r - \nu^- \cdot (1 + \nu^+) \cdot \sigma_g]; \\ e_g &= \frac{1}{E^+} \cdot [(1 - \nu^+ \cdot \nu^+) \cdot \sigma_g - \nu^+ \cdot (1 + \nu^+) \cdot \sigma_r]; \\ \sigma_x &= \nu^+ \cdot (\sigma_r + \sigma_g). \end{aligned} \quad (1)$$

Напряжения и деформации в массиве пород многослойной крепи должны удовлетворять уравнениям равновесия и совместности деформаций:

$$\begin{aligned} r \cdot \frac{d\sigma_r}{dr} + \sigma_r - \sigma_g &= 0; \\ r \frac{de_g}{dr} + e_g - e_r &= 0. \end{aligned} \quad (2)$$

Подставляя выражения (1) в формулы (2) получим следующие соотношения для напряжений и перемещений в массиве и крепи:

$$\begin{aligned} \sigma_{r(l)} &= D_{1(l)} \cdot r^{\alpha_r - 1} + D_{2(l)} \cdot r^{-\alpha_r - 1}; \\ \sigma_{g(l)} &= \alpha_r \cdot (D_{1(l)} \cdot r^{\alpha_r - 1} - D_{2(l)} \cdot r^{-\alpha_r - 1}); \end{aligned}$$

$$u_{r(l)} = \frac{1}{E_j^+} \cdot \left[ (1 - \nu_j^+ \cdot \nu_j^+) \cdot \alpha_j - \nu_j^+ \cdot (1 + \nu_j^+) \right] \cdot D_{1(l)} \cdot r^{\alpha_j} - \left[ (1 - \nu_j^+ \cdot \nu_j^+) \cdot \alpha_j + \nu_j^+ \cdot (1 + \nu_j^+) \right] \cdot D_{2(l)} \cdot r^{-\alpha_j} \quad (3)$$

где  $\alpha_j$  - параметр разномодульности,

$$\alpha_j = \frac{(1 - \nu_j^- \cdot \nu_j^+) \cdot E_j^+}{(1 - \nu_j^+ \cdot \nu_j^+) \cdot E_j^-};$$

$D_{1(l)}$ ,  $D_{2(l)}$  - константы  $l$ -того слоя, принимающие значения

$$D_{1(l)} = \frac{\rho_{0(l-1)} \cdot R_{j-1}^{-\alpha_{j-1}} - \rho_{0(l)} \cdot R_j^{-\alpha_{j-1}}}{R_{j-1}^{\alpha_{j-1}} \cdot R_j^{-\alpha_{j-1}} - R_{j-1}^{-\alpha_{j-1}} \cdot R_j^{\alpha_{j-1}}};$$

$$D_{2(l)} = \frac{-\rho_{0(l-1)} \cdot R_{j-1}^{\alpha_{j-1}} + \rho_{0(l)} \cdot R_j^{\alpha_{j-1}}}{R_{j-1}^{\alpha_{j-1}} \cdot R_j^{-\alpha_{j-1}} - R_{j-1}^{-\alpha_{j-1}} \cdot R_j^{\alpha_{j-1}}} \quad (4)$$

$R_j$  - значение внешнего радиуса  $l$ -того слоя;

$R_{j-1}$  - значение внутреннего радиуса  $l$ -того слоя.

По аналогии с [2] примем

$$\rho_{0(l-1)} = \rho_{0(l)} \cdot K_j^{(0)} \quad (5)$$

где  $K_j^{(0)}$  - коэффициент передачи нагрузки через  $l$ -тый слой.

Значения  $K_j^{(0)}$  определяются из условия равенства радиальных напряжений и перемещений на контактах смежных слоев многослойной крепи. После выполнения очевидных преобразований получим рекуррентное выражение

$$K_j^{(0)} = \frac{d_{1(l)}}{d_{2(l)} + \chi_{0(l-1)} (d_{1(l-1)} - K_{(l-1)}^{(0)} d_{2(l-1)})} \quad (i=2,3,\dots,n-1); \quad (6)$$

где:

$$d_{1(l)} = C_j^3 \alpha_{j-1} \cdot \alpha_j \cdot (\chi_j + 1);$$

$$d_{2(l)} = 2 \cdot \left\{ (1 - \nu_j^+) \cdot \alpha_j - \nu_j^+ \right\} \cdot C_j^{\alpha_{j-1}} + \left\{ (1 - \nu_j^+) \cdot \alpha_j + \nu_j^+ \right\} \cdot C_j^{3\alpha_{j-1}};$$



$$d_{1(i-1)}^* = 2 \cdot \left\{ \left[ (1 - \nu_{i-1}^+) \cdot \alpha_{i-1} - \nu_{i-1}^+ \right] \cdot c_{i-1}^{3\alpha_{i-1}-1} + \left[ (1 - \nu_{i-1}^+) \cdot \alpha_{i-1} + \nu_{i-1}^+ \right] \cdot c_{i-1}^{\alpha_{i-1}-1} \right\};$$

$$d_{2(i-1)}^* = c_{i-1}^{\alpha_{i-1}-1} \cdot \alpha_{i-1} \cdot (x_{i-1} + 1);$$

$$x_{0(i-1)} = \frac{G_j}{G_{j-1}} \cdot \frac{(c_j^{3\alpha_{j-1}} - c_j^{\alpha_{j-1}})}{(c_{j-1}^{3\alpha_{j-1}-1} - c_{j-1}^{\alpha_{j-1}-1})}; \quad G_j = \frac{E_j^+}{2 \cdot (1 + \nu_j^+)};$$

$$x_j = 3 - \nu_j^+; \quad c_j = \frac{R_j}{R_{j-1}}.$$

Заметим, что если разномодульность материала крепи и пород не учитывать и положить  $E_j = E_j^+ = E_j^-$  и  $\nu_j = \nu_j^+ = \nu_j^-$ ,  $\alpha_j = \alpha_{j-1} = 1$ , то выше приведенные формулы приобретают вид [2]:

$$d_{1(j)} = c_j^2 (x_j + 1); \quad d_{2(j)} = 2c_j^2 + x_j - 1;$$

$$d_{1(j)}^* = c_j^2 (x_j - 1) + 2; \quad d_{2(j)}^* = x_j + 1;$$

$$x_{0(j)} = \frac{G_j}{G_{j-1}} \frac{c_j^2 - 1}{c_{j-1}^2 - 1}; \quad G_j = \frac{E_j}{2(1 + \nu_j)}; \quad x_j = 3 - \nu_j;$$

$$c_j = \frac{R_j}{R_{j-1}}$$

$E_j$  - модуль деформации  $i$ -того слоя;

$\nu_j$  - коэффициент Пуассона  $i$ -того слоя.

Коэффициенты передачи нагрузок определяются последовательно для каждого слоя многослойной системы, начиная с внутреннего полагая

$$K_1^{(0)} = 0$$

Коэффициент передачи через наружный слой  $K_n^{(0)}$ , моделирующий массив пород, получим из выражения (6), полагая в нем  $c_n \rightarrow \infty$ . После несложных преобразований имеем:

$$K_n^{(0)} = \frac{(X_n + 1) \cdot \alpha_n}{d_{2(n)} + \chi_{0(n-1)} (d_{1(n-1)}^{(0)} - K_{(n-1)}^{(0)} d_{2(n-1)}^{(0)})}$$

где:

$$d_{2(n)} = 2 \cdot \left[ (1 - \nu_i^+) \cdot \alpha_i + \nu_i^+ \right];$$

$$\chi_{0(i-1)} = \frac{G_n}{G_{n-1}} \cdot \frac{1}{(c_{i-1}^{3\alpha_{i-1}-1} - c_{i-1}^{\alpha_{i-1}-1})}; \quad G_n = \frac{E_n^+}{2 \cdot (1 + \nu_n^+)};$$

$$X_n = 3 - \nu_n^+.$$

По вычисленным значениям коэффициентов передачи нагрузок определяют контактные напряжения для каждого слоя многослойной крепи и, используя выражения (3) производят расчет крепи ствола.

Литература

1. Амбарцумян С.А. Разномодульная теория упругости. М.: Наука, 1982. – 317 с.
2. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений. М.: Недра, 1982. – 270 с.

УДК 622.016.62

## МЕТОДИКА ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

**Копылов А.Б., Харламов А.Е.**

*Тульский государственный университет*

*Прогнозирование технологических характеристик вмещающих пород и угольных пластов в пределах шахтного поля и установление закономерностей геомеханических процессов, протекающих вокруг очистных выработок, в совокупности обеспечивающих превентивное и оперативное обоснование параметров эффективной и безопасной комплексно-механизированной выемки пологих пластов в различных геотехнологических ситуациях.*

Для прогнозирования и учета влияния неуправляемых факторов на технологические процессы, связанные с перемещением секций механизированной крепи, выбором величины вынимаемой мощности, режимов работы комбайна целесообразно использовать трехмерную математическую модель, включающую параметры почвы, кровли и угольного пласта. Рассмотрев один из выемочных участков шахтного (рис. 1) поля свяжем с ним подвижную систему координат  $ox_i y_i z_i$ , причем начало выбранной системы координат  $o_i$  совпадает с началом  $i$ -го участка, а ось  $ox_i$  направлена вертикально вверх; ось  $oy_i$  направлена по длине выемочного участка по правилу левого винта.

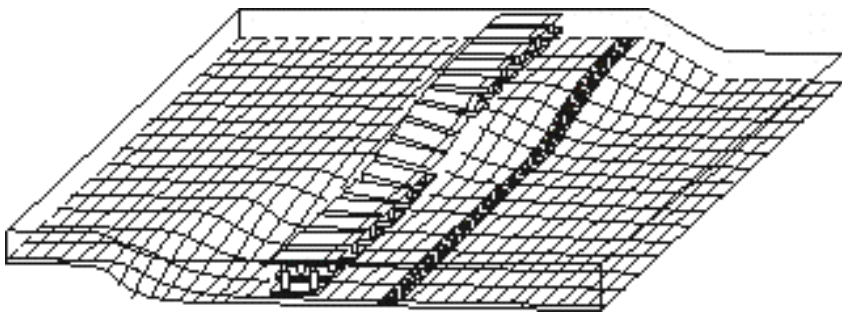


Рис.1. Схема расположения механизированного комплекса в пространстве угольного пласта

Произвольный параметр, представляющий ту или иную характеристику пласта, может иметь три составляющие по осям прямоугольной произвольной системы координат  $ox_iy_iz_i$ , связанной с  $i$ -ым участком шахтного поля. Значения этих составляющих в произвольной точке участка с координатами  $z_i, y_i$  обозначены как  $q_{xi}(z_i, y_i), q_{yi}(z_i, y_i), q_{zi}(z_i, y_i)$ . Каждую составляющую исследуемого параметра при любом характере ее распределения на  $i$ -ом участке можно представить в виде тригонометрических рядов в зависимости от координат  $z_i$  и  $y_i$  [2].

При значениях изучаемых параметров, полученных путем измерений, коэффициенты Фурье определяются по приближенным формулам гармонического анализа, полученным путем замены интегралов в суммировании по правилу трапеций [3].

Анализ показал, что для расчета величин влияющих параметров, характеризующих условия разработки пласта, сложные пространственные функции их распределения по площади участка целесообразно представлять тригонометрическими рядами в системе координат, связанной с контуром участка.

При решении задач, основанных на плоской расчетной схеме, достаточно рассмотреть изменение влияющих факторов по координате  $z$ , считая их независимыми от координаты  $y$ , или, наоборот, изменение по координате  $y$  при независимости от координаты  $z$ . При решении задач в пространственной постановке необходимо учитывать изменение влияющих параметров в зависимости от обеих координат.

Под прогнозированием понимается прогноз горно-геологических условий, выполненный до проведения подготовительных выработок на основе разведочного бурения и геофизических методов. Источником информации является разведочная сеть, так что при моделировании характе-

ристик условий залегания угольного пласта, значения исходных параметров в этом случае принимают по данным разведки. При этом тригонометрические полиномы выражают общие тенденции изменения отметки угольного пласта глубины, углов наклона, кривизны и скручивания пласта, а также всех других факторов, учитываемых в создаваемой на этой основе САПР крепей [4, 5].

Под участковым понимается прогноз характеристик условий залегания угольного пласта, выполненный после проведения оконтуривающих подготовительных выработок, т.е. после нарезки выемочного столба. Данные, полученные в результате маркшейдерских измерений в штреках, а также геофизического "просвечивания" столба из штреков, используются как дополнение к информации предварительного прогноза. В результате происходит корректировка перечисленных выше параметров математической модели и в соответствии с алгоритмом расчета "проигрывается" отработка выемочного столба, выявляются особые зоны, где нормальная работа крепей и оборудования осложнена.

Под оперативным прогнозированием понимается текущий, опережающий движение выработок расчет условий залегания угольного пласта по всему фронту очистного забоя и всей длине штреков с использованием базы данных, сформированной на основе предварительного и участкового прогнозов, а также дополнительной информации, полученной из наблюдений в забоях. На основе оперативного прогноза осуществляется оперативное управление технологическими процессами.

Как уже было отмечено, математическая модель является универсальной и пригодной для исследования любого изучаемого фактора. Практика показывает, что из влияющих факторов на первом месте стоят геометрические характеристики условий залегания угольного пласта: гипсометрия почвы пласта; угол наклона почвы пласта, обусловленный как его падением, так и сложностью гипсометрии и наличием геологических нарушений; кривизна почвы пласта; угол скручивания почвы пласта. Для исследования этих характеристик введена функция абсолютных отметок поверхности почвы пласта  $U(z,y)$ . Тогда математические выражения углов наклона почвы пласта в направлении движения очистного комплекса (ось  $z$ ) и в направлении, перпендикулярном движению (ось  $y$ ), определяются как частные производные от этой функции соответственно по координатам  $z$  и  $y$ .

Выражения для определения кривизны поверхности почвы пласта в плоскости  $hox$ , параллельной его продольной оси, определяются как вторые частные производные от функции распределения соответственно по координатам  $z$  и  $y$ .

Выражение для определения угла скручивания поверхности пласта, а, значит, и скручивания комплекса относительно его продольной оси  $y$ , получено путем дифференцирования ее правой части по координате  $y$ .

Относительное скручивание, или, иначе, интенсивность скручивания пласта вокруг оси  $y$  получено как первая производная по оси  $z$  от функции углов скручивания.

В результате определяется относительный угол скручивания, т.е. отнесенный к единичному отрезку длины (1 метр) лавы, имеющей конкретные координаты  $x_i$  и  $y_i$ , взаимный поворот находящихся на некотором расстоянии друг от друга поперечных сечений комплекса вокруг оси  $y$ :

для функций абсолютных отметок почвы-кровли  $s$  и  $t$

$$U(y, z) = \sum_{n=0}^s \sum_{m=0}^t \lambda_{m,n} [a_{m,n} \Psi_1(y, z) + b_{m,n} \Psi_2(y, z) + c_{m,n} \Psi_3(y, z) + d_{m,n} \Psi_4(y, z)]; \quad (1)$$

для углов наклона почвы-кровли пласта в направлении осей  $z$  и  $y$

$$\theta_z(y, z) = \frac{\pi}{l} \sum_{m=0}^s \sum_{n=0}^t \lambda_{m,n} n [-a_{m,n} \Psi_2(y, z) + b_{m,n} \Psi_1(y, z) - c_{m,n} \Psi_4(y, z) + d_{m,n} \Psi_3(y, z)]; \quad (2)$$

$$\theta_y(y, z) = \frac{\pi}{l} \sum_{m=0}^s \sum_{n=0}^t \lambda_{m,n} m [-a_{m,n} \Psi_3(y, z) + b_{m,n} \Psi_4(y, z) - c_{m,n} \Psi_1(y, z) + d_{m,n} \Psi_2(y, z)]; \quad (3)$$

для кривизны поверхности

$$K_z(y, z) = \frac{\pi^2}{l^2} \sum_{m=0}^s \sum_{n=0}^t \lambda_{m,n} n^2 [-a_{m,n} \Psi_1(y, z) - b_{m,n} \Psi_2(y, z) - c_{m,n} \Psi_3(y, z) - d_{m,n} \Psi_4(y, z)]; \quad (4)$$

$$K_y(y, z) = \frac{\pi^2}{l^2} \sum_{m=0}^s \sum_{n=0}^t \lambda_{m,n} m^2 [-a_{m,n} \Psi_1(y, z) - b_{m,n} \Psi_2(y, z) - c_{m,n} \Psi_3(y, z) - d_{m,n} \Psi_4(y, z)]; \quad (5)$$

для относительного скручивания

$$\theta_k(y,z) = \frac{\pi^2}{Ll} \sum_{m=0}^s \sum_{n=0}^t \lambda_{mn} nm [a_{mn} \Psi_4(y,z) - b_{mn} \Psi_3(y,z) - c_{mn} \Psi_2(y,z) + d_{mn} \Psi_1(y,z)] \quad (6)$$

для взаимных поворотов

$$\Delta\theta_k(\Delta Y) = \theta_z(y_2, z) - \theta_z(y_1, z). \quad (7)$$

Как известно, при сложной гипсометрии почвы пласта "вписывание" очистного комплекса за счет его изгиба в параллельном лаве профиле пласта, т.е. в плоскости  $yox$ , вызывает определенные затруднения и сопровождается присечкой вмещающих пород или оставлением угольной пачки в кровле или почве пласта. К аналогичным негативным явлениям приводит также "невписываемость" секций комплекса в пласт при их передвижке вслед за забоем. При возникновении перемещений  $x(y)$  и  $z(y)$  происходит уменьшение проектной длины комплекса, что требует установки дополнительных секций на флангах очистного забоя.

Для управления этими процессами необходимо иметь гибкую систему сбора информации и оперативного прогнозирования условий работы очистного комплекса. Речь идет о создании САПР гибкой технологии отработки участков шахтных полей с применением очистных механизированных комплексов. Положение комплекса определяется в двух плоскостях (рис. 2) по направлению движения комплекса и вдоль линии очистного забоя. На рисунке приведен пример прогнозирования поверхности залегания почвы угольного пласта на интересующем нас участке.

Для определения рационального положения комплекса и определения объемов присечки и оставляемой угольной пачки необходим ряд действий порядок которых определен на (рис.3).

Получаемые объемы присечки и оставляемой угольной пачки можно найти, воспользовавшись следующими формулами.

$$V_{прис} = \int_0^L \int_0^l U_{пласта}(y, x, z) dx dz - \int_0^L \int_0^l U_{компл.}(y, x, z) dx dz; \quad (8);$$

$$V_{прис} = \int_0^L \int_0^l U_{компл.}(y, x, z) dx dz - \int_0^L \int_0^l U_{пласта}(y, x, z) dx dz, \quad (9).$$

где  $V_{нач}$  – площадь оставляемой угольной пачки,  $m^2$ ;

$V_{прис}$  – площадь присечки,  $m^2$ .

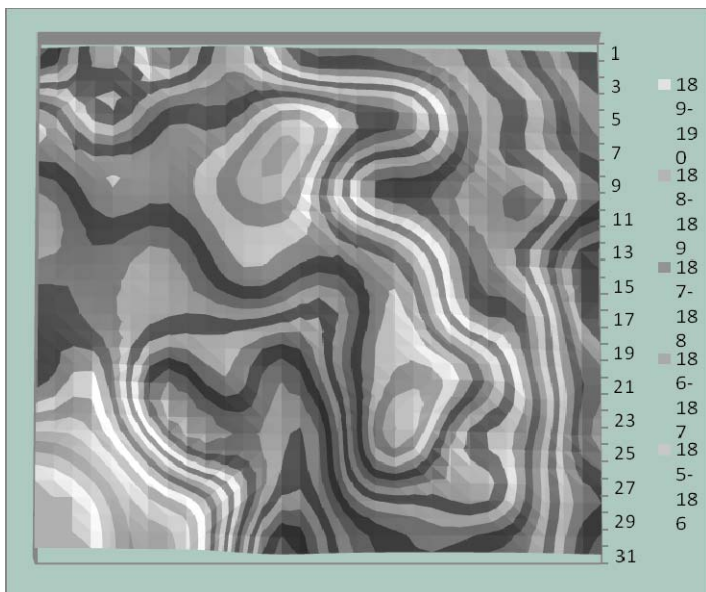


Рис. 2. Прогнозирование поверхности почвы угольного пласта

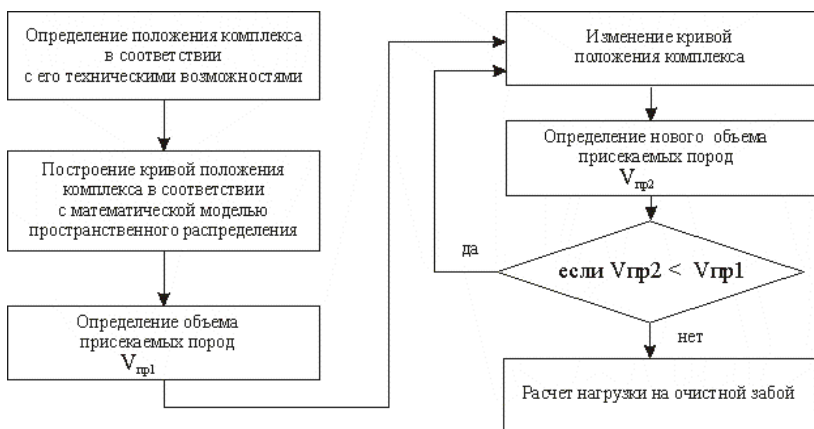


Рис. 3. Блок схема для определения объема присечки и нагрузки на забой

В результате проведенных исследований появилась возможность определения расчетных параметров на необходимом участке. Весь расчетный участок шахтного поля разбивается на элементарные участки, на которых известны все необходимые для работы программы данные: глубина залегания выработки, характеристики непосредственной, основной кровель и почвы угольного пласта. Получены математические выражения для аппроксимации функций распределения по площади выемочного участка геометрических характеристик условий залегания угольного пласта: углов наклона почвы и кровли пласта, обусловленных как его наклонным залеганием, так и сложностью гипсометрии и наличием нарушений кривизны почвы и кровли пласта; углов скручивания пласта. При этом учитывается изменение изучаемых факторов как в направлении движения комплекса, так и вдоль очистного забоя.

Математически сформулированы условия "вписываемости" очистного комплекса в разрабатываемый угольный пласт с учетом характеристик залегания угольного пласта и предельной "гибкости" конструкции комплекса при его изгибе в двух плоскостях и скручивании. Определены условия возникновения угольных пачек и присечки вмещающих пород для определения потерь угля и разубоживания добываемой горной массы.

Данная методика позволяет производить расчет параметров движения механизированных крепей очистных комплексов с учетом влияния максимального количества любых горно-геологических и производственных факторов.

#### Литература

1. Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Бреднев В.А. Автоматизированный расчет и конструирование металлических крепей подготовительных выработок. М., Недра, 1984. 312 с.
2. Козлов С.В., Каретников В.Н., Туляков С.П. Автоматизированный расчет характеристик угольного пласта и оценка вписываемости в него очистного комплекса. Подземная разработка тонких и средней мощности угольных пластов. Тула 1998 г. с.18-26.
3. Бронштейн И.Н., Семендяев К.А. Справочник по математике для инженеров и учащихся вузов. М., 1980 г., 976 стр. с илл.
4. Каретников В. Н., Клейменов В. Б., Нуждихин А. Г. Крепление капитальных и подготовительных выработок. Справочник. - М.: Недра, 1989. - 571 с.: ил.
5. Черняк И. Л., Бурчаков Ю.И. Управление горным давлением в подготовительных выработках глубоких шахт. М., Недра, 1984.



## **КАМЕРНО-СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ МАЛОМОЩНЫХ КАЛИЙНЫХ ПЛАСТОВ: ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ, ЭФФЕКТИВНОСТЬ, ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ**

**Лукша Е.М., Иголка Д.А., Иголка Е.Ю.**

*Белорусский национальный технический университет, г.Минск*

*Рассмотрены применительно к соляным месторождениям камерно-столбовые системы разработки, проходческо-очистное оборудование и мобильные транспортные системы. Представлены рекомендации о целесообразности применения рассмотренных систем на участках находящихся в специфических горно-геологических условиях.*

Около 80 % мировой добычи калийсодержащего сырья осуществляется традиционным шахтным способом. В настоящее время в калийной промышленности наблюдается интенсивный рост нового строительства и расширения существующих производств. Это связано с постоянно растущим спросом на калийные удобрения и истощением сырьевых баз действующих предприятий. Актуальность совершенствования систем разработки и оборудования калийных рудников очевидна в силу необходимости оптимизации расходов на добычные работы и изменяющихся в худшую сторону горно-геологический условий добычи. При разработке новых технических решений для отработки запасов калийных руд необходимо учитывать ряд специфических особенностей, негативно влияющих на ведение горных работ в калийных рудниках, и осложняющих процесс проектирования. Главной особенностью разработки калийных месторождений, отличающей их от большинства полезных ископаемых, является способность соляных пород растворяться под воздействием грунтовых вод. Условия отработки соляных пород существенно отличаются от большинства месторождений, забои калийных залежей характеризуются высоким сопротивлением резанию, а породы обладают повышенной вязкостью. Существенно отличается характер горного давления и механизмы газодинамических явлений. В условиях новых месторождений, очевидно, что требования, предъявляемые к техническим решениям при проектировании основных производственных процессов, будут повышаться. Поэтому необходимо шире рассматривать возможность применения различных технологий ведения горных работ с учетом мирового опыта и современных достижений науки и техники, с целью оптимизации добычи и обеспечения безопасной отработки калийных месторождений.

При разработке калийных месторождений шахтным способом в настоящее время используются большое количество разновидностей различных систем. Основная группа месторождений применяет

механизированную выемку калийных руд. Исключением являются калийные рудники Германии, использующие исключительно буровзрывной способ при камерно-столбовой системе для пологих и умеренно наклонных пластов, а также системы с подэтажной отбойкой для крутонаклонных залежей.

Механизированная выемка калийных руд с применением камерно-столбовых систем используется на различных месторождениях, и обрела большое количество вариаций и названий в силу ряда технических причин и исторически сложившихся подходов различных стран к развитию технологий. Так камерно-столбовая система разработки с длинными ленточными целиками применяется при отработке запасов Саскачеванского бассейна в Канаде. При такой системе отработка ведется с жесткими или податливыми целиками при длине очистных камер от 1000 м до 1500 м [1]. В работе используются комбайны роторного типа с двумя или четырьмя исполнительными органами и непрерывная транспортировка руды от комбайна с помощью ленточного конвейера. На Верхнекамском месторождении калийных солей отработка ведется камерами длиной до 300 м с использованием очистных комбайнов бурового типа и транспортировкой руды самоходными вагонами. В отечественной литературе такая система разработки называется камерной [2].

Камерно-столбовая система механизированной выемки с угловыми формами целиков широко используется при выемке калийных залежей Карлсбадского бассейна в США, а также в Саскачеванском бассейне [3]. Как правило, добычные работы ведутся комбайнами непрерывного действия с барабанным исполнительным органом. Доставка руды до магистральной транспортной системы осуществляется либо с применением средств непрерывной доставки, либо с использованием самоходных вагонов. Размеры добычных панелей изменяются в пределах от 500 м до 900 м. Разновидность данной системы с применением различных форм целиков (прямоугольных, квадратных, ромбовидных и т.д.) зависит от последовательности технологических операций и используемых средств доставки руды.

Столбовые и сплошные системы разработки используются при разработке калийных руд Старобинского месторождения в Республики Беларусь [4]. Известен опыт применения столбовых систем в бассейне Наварра (Испания) и бассейне Мюльхаус (Франция) [5], однако в данный момент месторождения не функционируют. При отработке калийных залежей длинными забоями используются непрерывная транспортировка руды и очистные комбайны шнекового типа. Ширина лав составляет от 200 м до 250 м, а длина вынимаемых столбов до 3000 м.

Камерно-столбовая система разработки по шаблону «шеvron» или «кримас три» осуществляется при добыче калийных руд на Саскачеванском месторождении, Северно-Йоркширской залежи в Англии. Существуют различные разновидности данной системы, в зарубежной литературе иногда ее также называют технология «контроль времени», так как используется в слабоустойчивых породах с быстрым продвижением фронта очистных работ и максимально возможным извлечением [6]. Длина таких панелей достигает от 1000 м до 1400 м при ширине от 80 м до 150 м.

Для разработки пластов мощностью от 1,2 м до 5 м предлагается рассмотреть камерно-столбовую систему с угловой формой целиков. Отработка запасов панели (блока), в зависимости от горно-геологических условий, может осуществляться тремя способами: прямой порядок отработки, обратный порядок отработки и прямой порядок с последующим обратным доизвлечением запасов из целиков. Длина обрабатываемой панели (блока) изменяется в зависимости от порядка разработки и типа применяемого горно-добычного оборудования от 600 м до 1500 м. Ширина панели (блока) при длине камер от 100 м до 200 м составит от 200 м до 400 м. Угол между очистными камерами и панельными (блоковыми) штреками изменятся в зависимости от типа используемого самоходного оборудования и оптимальных параметров зарубки комбайна. Размер очистных ходов и целиков определяются исходя из геомеханических расчетов, в увязке с техническими характеристиками добычного оборудования. Коэффициент извлечения полезного ископаемого варьируется от 30 % до 90 %. Упрощенная технологическая схема представлена на рис. 1.

В представленной схеме в качестве основного добычного оборудования предлагается использовать комбайн непрерывного действия барабанного типа. Параметры и технические возможности оборудования позволяют выдерживать геологическую мощность пласта, снижая разубоживание руды или потери. Доставка руды на конвейерный транспорт может осуществляться с помощью самоходных вагонов. Использование двух самоходных вагонов возможно благодаря использованию угловых целиков, что позволит наладить непрерывную доставку руды.

Руда доставляется на дробилку-питатель, откуда перегружается на телескопический ленточный конвейер. В зависимости от порядка отработки панели необходимо применять соответствующие схемы вентиляции. Наиболее сложной представляется схема при отработке прямым порядком с использованием временных вентиляционных перемычек. Мировой опыт использования подобного типа технологической схемы указывает на возможность достижения годовой производительности одного забоя в пределах 0,6 – 1,5 млн.т. в год.

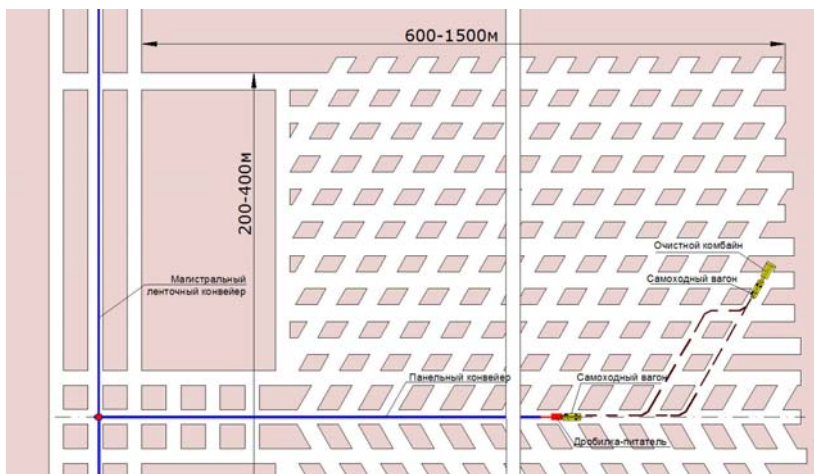


Рис. 1. Камерно-столбовая система разработки с угловой формой целиков

На рис. 2 представлена технологическая схема отработки пласта «кримс три» камерной системой разработки. Приведенная технологическая схема предполагает применение комбайнового способа отбойки руды. Используемое горнодобычное оборудование – комбайн и транспортное оборудование технологии «континуиус майнер», т.е. непрерывного действия.

Для выполнения операций по данной схеме также предполагается использовать комбайн барабанного типа, позволяющий обрабатывать пласт в диапазоне от 1,2 м до 4,5 м. При работе такого комбайна барабан зарубается в верхнюю часть пласта, затем перемещается к почве. Погрузочным устройством разрушенный материал грузится на высокопроизводительный конвейер комбайна. Связующим звеном между комбайном и панельным ленточным конвейером является гибкий конвейерный автопоезд, который перемещается одновременно с комбайном. Применение телескопических конвейеров позволяет увеличить длину очистных камер до 200 м, что позволяет сократить объем горно-подготовительных работ.

Все машины управляются дистанционно при помощи ручного пульта управления, позволяющие оператору находиться в безопасном месте (под крепью) при этом подвергаясь минимальному воздействию пыли.

Применение такой технологической схемы позволяет увеличить степень извлечения запасов из недр от 50% до 80% (в зависимости от горно-геологических условий участка отработки), увеличить производитель-

ность (от 1,0 до 1,7 млн. т в год на очистных работах и до 0,8 млн т на подготовительных), улучшить качество извлекаемой руды и соответственно уменьшить коэффициент разубоживания.

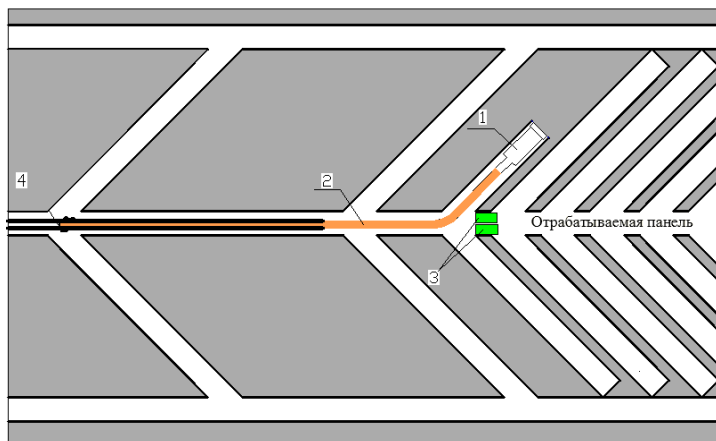


Рис. 2. Технологическая схема отработки пласта «кримас три»

Наименование оборудования:

- 1 – комбайн барабанного типа; 2 – гибкий конвейерный автопоезд;
- 3 – секции самоходной механизированной крепи; 4 – панельный (блоковый) ленточный конвейер

С учетом современных достижений в совершенствовании горнодобычного оборудования и технологий камерных систем разработки с позиции сегодняшнего дня требуется произвести пересмотр соотношения столбовая система – камерная система. Для целесообразности и эффективности применения рассмотренных технологических схем на действующих или строящихся предприятиях требуется решение ряда вопросов с возможностью внедрения оборудования в специфических горно-геологических условиях:

- обоснование размеров добычной панели и порядка отработки;
- обоснование параметров целиков и очистных камер;
- подбор технологического оборудования в соответствии с горно-геологическими условиями;
- необходимость в специализированном оборудовании геомеханического контроля и квалифицированном персонале для геомеханического обоснования параметров отработки (междукамерных целиков, ненарушенности мощности водозащитной толщи и т.д.);
- обеспечение безопасности производственных процессов;

- оценка основных технико-экономических показателей.

Применение камерно-столбовой системы разработки с использованием современного технологического оборудования и технологий ведения горных работ позволит:

- на первом этапе освоения новых участков (месторождений) обеспечить быстрый ввод производственных мощностей;
- снизить капитальные затраты;
- обеспечить высокий коэффициент извлечения;
- расширить диапазон регулирования мощности выемки;
- создать гибкость технологических операций;
- минимизировать объемы горно-подготовительных работ;
- обеспечить извлечение запасов полезных ископаемых высокого качества, но незначительной мощности в целиках различного назначения на участках, близких к границам выклинивания пласта (так называемым «краевым зонам»);
- увеличить срок службы предприятия.

Очевидно, что для достижения высоких производственных показателей камерно-столбовых систем на маломощных калийных пластах необходимо учитывать ряд особенностей разработки калийных месторождений и полный комплекс задач, связанный с обоснованием выбора технологии и средств механизации в конкретных горно-геологических условиях. Для достижения максимального эффекта необходим комплекс научных и экспериментальных исследований с разработкой специальных программ горно-геомеханического сопровождения в сочетании с использованием современных методов имитационного моделирования для планирования горных работ и геомеханического моделирования поведения горного массива.

Литература

1. V. Evans Development of the Saskatchewan Potash Mines/ V.Evans, Mike Mayhew, Rich Saccany, Bob Rapolt//CIM Convention – Montreal, Canada 2011.
2. Методическое руководство по ведению горных работ на рудниках Верхнекамского калийного месторождения / Уральский филиал ВНИИГ. – М.:Недра, 1992.- 468 с.
3. Garret D.E. Potash – Deposits, Processing, Properties and uses/ D.E. Garret - Chapman & Hall, London, United Kingdom, 1996 - 734 pages.
4. Л.И. Старков, А.Н. Земсков, П.И. Кондрашев. Развитие механизированной разработки калийных руд – Пермь: Изд-во Перм.гос. техн.унт-а, 2007. – 522 с.
5. G. Herget. Longwall mining and potash// CIM Bulletin. Volume 79 №887. – Ontario, Canada 1986.
6. H. Hartman. SME mining engineering handbook. 2nd edition./ Harman H. and others – Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 1992 – 2259 pages.

**МУЛЬДА СДВИЖЕНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЛАВ ПО ДИАГОНАЛЬНЫМ К ПРОСТИРАНИЮ ПЛАСТА НАПРАВЛЕНИЯМ**

**Мухина А.С., Колесник Н.А., Козловский Г.И.**

*Донецкий национальный технический университет, г. Донецк, Украина*

*Расчитаны и построены границы мульды сдвижения на земной поверхности лав, обрабатываемых по диагональным к простиранию пласта направлениям с использованием компьютерных программ "Подработка", Surfer, AutoCAD.*

Определение границ влияния очистных работ на земную поверхность является одним из главных исходных факторов при прогнозе деформаций земной поверхности и проектировании мер охраны подрабатываемых объектов.

«Правилами подработки ...» [1, 2] предусмотрено определение границ мульды графически или аналитически на разрезах вкрест и по простиранию с использованием граничных углов  $\gamma_0, \beta_0, \delta_0$  в коренных породах и граничного угла  $\varphi_0$  в наносах. При этом фактический контур выемки угольного пласта заменяется равновеликим по площади прямоугольником со сторонами параллельными направлению простирания и падения пласта.

Однако нередко лавы обрабатываются по диагональным к простиранию пласта направлениям (под углом  $\epsilon$  к простиранию пласта) и тогда мульда сдвижения имеет вид, представленный на рис. 1 с главными сечениями 1-2 и 3-4, соответственно перпендикулярным и параллельным линии подвигания лавы. В этом случае границы мульды должны определяться с использованием граничных углов в коренных породах  $\gamma_0^e, \beta_0^n, \delta_0^n, \delta_0^e$  в принятых нами обозначениях.

Для установления границ влияния на земную поверхность лав, обрабатываемых по диагональным к простиранию направлениям, нами, с использованием компьютерных программ "Подработка", Surfer, AutoCAD рассчитаны и построены границы мульды при замене контура I-II-III-IV выемки пласта длинными и короткими лавами по простиранию и вкрест простирания пласта (рис. 2).

Пример полученных результатов представлен на рис. 3.

Установлено:

1. На участках сторон контура выемки пласта границы мульды с уменьшением длин заменяемых лав приближаются к прямолинейным и имеют форму прямой линии под некоторым углом  $\varphi$  к линии контура выемки пласта.
2. Граница мульды при замене контура I-II-III-IV выемки пласта лавами по простиранию и вкрест простиранию пласта не совпадают между собой.

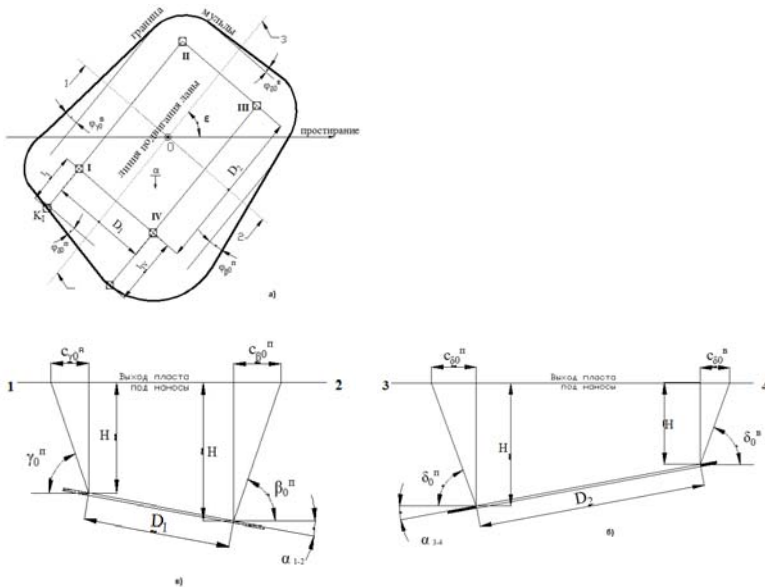


Рис. 4. Общий вид и главные сечения мулды сдвижения при отработке лавы в диагональном (под углом  $\epsilon$ ) к простиранию пласта направлению: I-II-III-IV – контур выемки угольного пласта; 1-2, 3-4 – главные сечения мулды;  $\varphi_{\gamma_0}, \varphi_{\beta_0}, \varphi_{\delta_0}^e, \varphi_{\delta_0}^n$  – углы непараллельности границ мулды к границам выемки угольного пласта: со стороны восстания и падения пласта в сечении 1-2, со стороны восстания и падения пласта в сечении 3-4;  $\gamma_0^e, \beta_0^n, \delta_0^n, \delta_0^e$  – граничные углы в главных сечениях мулды.

С учетом сказанного нами дано аналитическое определение граничных углов  $\gamma_0^e, \beta_0^n, \delta_0^n, \delta_0^e$  в коренных породах при отработке лав по диагональным к простиранию направлениям. Схема и методика расчетов для определения граничного угла  $\gamma_0^e$  (в сечении 1-2 со стороны восстания пласта) представлены на рис. 4 и в таблице 1.



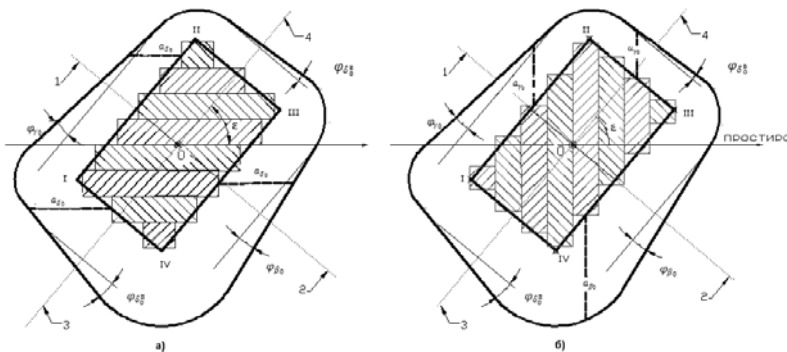


Рис. 2. Замена контура выемки пласта короткими лавами:  
 а) – лавами, обрабатываемыми по простиранию пласта;  
 б) – лавами, обрабатываемыми вкрест простирания пласта.  
 I-II-III-IV – контур выемки угольного пласта;

$\varphi_{\gamma_0}, \varphi_{\beta_0}, \varphi_{\delta_0}^6, \varphi_{\delta_0}^n$  – углы непараллельности границ мульды к границам выемки угольного пласта;

$a_{\delta_0}, a_{\gamma_0}$  – расстояние от границ коротких лав до границ мульды с использованием граничных углов  $\delta_0, \gamma_0$ .

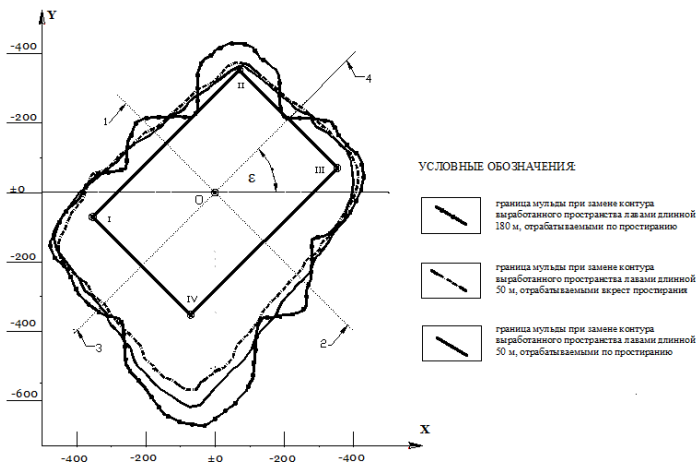


Рис. 3. Границы мульды при замене контура I-II-III-IV выемки пласта лавами вкрест и по простиранию при угле падения  $\alpha = 20^\circ$ .

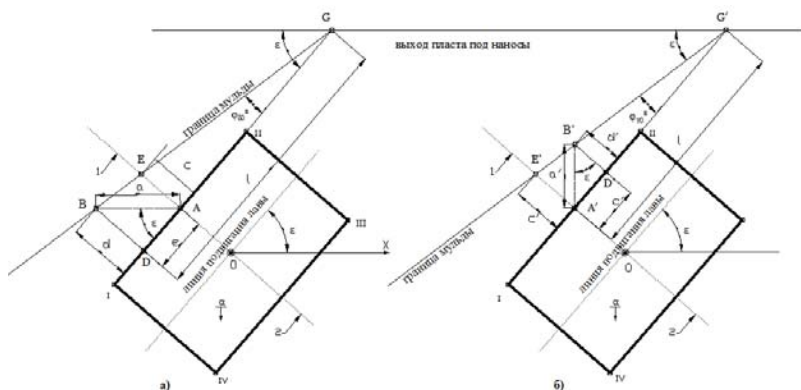


Рис. 5 - Схемы к определению граничного угла  $\gamma_0^6$   
 (со стороны восстания пласта) в сечении 1-2.  
 а) – с использованием граничного угла  $\delta_0$  ;  
 б) – с использованием граничного угла  $\gamma_0$  .

На рис. 4 сторона I-II контура выемки пласта и границы мульды продлены до пересечения в точке G под углом  $\varphi_{\gamma_0}^6, \varphi_{\delta_0}^6$  на линии выхода пласта под наносы, что равнозначно продлению выемки пласта до выхода его под наносы ( $\epsilon$  – острый угол между линией подвигания лавы и линией простиранья пласта).

В таблице 1 получены две формулы для определения значений граничного угла  $\gamma_0^6$  и следовательно необходимо использовать их весовое значение. Анализируя вид формул и рис. 3 следует за вес  $\gamma_{0\delta_0}^6$  принять  $\sin \epsilon$ , а за вес  $\gamma_{0\gamma_0}^6$  -  $\cos \epsilon$ . В этом случае при  $\epsilon \geq 0^\circ$  основное влияние оказывает граничный угол  $\delta_0$  ; при  $\epsilon \geq 90^\circ$  основное влияние оказывает граничный угол  $\gamma_0$  ; при  $\epsilon \geq 45^\circ$  обеспечивается равное влияние граничных углов  $\delta_0$  и  $\gamma_0$  .

Таблица 3 - Определение граничного угла  $\gamma_0^6$  в коренных породах при отработке лавы по диагональному к простираанию направлению (под углом  $\varepsilon$  к простираанию пласта).

С использованием граничного угла $\delta_0$ (при замене контура выемки пласта короткими лавами по простираанию). Схема к расчету рис. 4а.	С использованием граничного угла $\gamma_0$ (при замене контура выемки пласта короткими лавами вкрест простираания). Схема к расчету рис. 4 б.
1	2
$tg\alpha_{GA} = tg\alpha \cdot \sin \varepsilon$	
$H_A = l \cdot tg\alpha \cdot \sin \varepsilon$	
$a = \frac{H_A}{tg\delta_0} = \frac{l \cdot tg\alpha \cdot \sin \varepsilon}{tg\delta_0}$	$a' = \frac{H_A}{tg\gamma_0} = \frac{l \cdot tg\alpha \cdot \sin \varepsilon}{tg\gamma_0}$
$d = \frac{l \cdot tg\alpha \cdot \sin^2 \varepsilon}{tg\delta_0}$	$d' = \frac{l \cdot tg\alpha \cdot \sin \varepsilon \cdot \cos \varepsilon}{tg\gamma_0}$
$e = \frac{l \cdot tg\alpha \cdot \sin \varepsilon \cdot \cos \varepsilon}{tg\delta_0}$	$e' = \frac{l \cdot tg\alpha \cdot \sin^2 \varepsilon}{tg\gamma_0}$
$tg\varphi_{\delta_0} = \frac{d}{l+e} = \frac{tg\alpha \cdot \sin^2 \varepsilon}{tg\delta_0 + tg\alpha \cdot \sin \varepsilon \cdot \cos \varepsilon}$	$tg\varphi_{\gamma_0} = \frac{d'}{l-e'} = \frac{tg\alpha \cdot \sin \varepsilon \cdot \cos \varepsilon}{tg\gamma_0 - tg\alpha \cdot \sin^2 \varepsilon}$
$c = l \cdot tg\varphi_{\delta_0}$	$c' = l \cdot tg\varphi_{\gamma_0}$
$tg\gamma_{0\delta_0}^B = \frac{H_A}{c} = \frac{tg\alpha \cdot \sin \varepsilon}{tg\varphi_{\delta_0}}$	$tg\gamma_{0\gamma_0}^B = \frac{H_A}{c'} = \frac{tg\alpha \cdot \sin \varepsilon}{tg\varphi_{\gamma_0}}$
$tg\gamma_{0\delta_0}^B = \frac{tg\delta_0 + tg\alpha \cdot \sin \varepsilon \cdot \cos \varepsilon}{\sin \varepsilon}$	$tg\gamma_{0\gamma_0}^B = \frac{tg\gamma + tg\alpha \cdot \sin^2 \varepsilon}{\cos \varepsilon}$

С учетом сказанного, окончательно получаем средневзвешенное значение:

$$tg\gamma_0^6 = \frac{\sin \varepsilon (tg\delta_0 + tg\alpha \cdot \sin \varepsilon \cdot \cos \varepsilon)}{\sin \varepsilon (\sin \varepsilon + \cos \varepsilon)} + \frac{\cos \varepsilon (tg\gamma_0 - tg\alpha \cdot \sin^2 \varepsilon)}{\cos \varepsilon (\sin \varepsilon + \cos \varepsilon)} \quad (1)$$

Аналогично получены формулы для остальных граничных углов в коренных породах:

$$tg\beta_0^n = \frac{\sin \varepsilon(tg\delta_0 - tg\alpha \cdot \sin \varepsilon \cdot \cos \varepsilon)}{\sin \varepsilon(\sin \varepsilon + \cos \varepsilon)} + \frac{\cos \varepsilon(tg\beta_0 + tg\alpha \cdot \sin^2 \varepsilon)}{\cos \varepsilon(\sin \varepsilon + \cos \varepsilon)} \quad (2)$$

$$tg\delta_0^e = \frac{\cos \varepsilon(tg\delta_0 + tg\alpha \cdot \sin \varepsilon \cdot \cos \varepsilon)}{\cos \varepsilon(\sin \varepsilon + \cos \varepsilon)} + \frac{\sin \varepsilon(tg\gamma_0 - tg\alpha \cdot \cos^2 \varepsilon)}{\sin \varepsilon(\sin \varepsilon + \cos \varepsilon)} \quad (3)$$

$$tg\delta_0^n = \frac{\cos \varepsilon(tg\delta_0 - tg\alpha \cdot \sin \varepsilon \cdot \cos \varepsilon)}{\cos \varepsilon(\sin \varepsilon + \cos \varepsilon)} + \frac{\sin \varepsilon(tg\beta_0 + tg\alpha \cdot \cos^2 \varepsilon)}{\sin \varepsilon(\sin \varepsilon + \cos \varepsilon)} \quad (4)$$

В приведенных формулах:

$\gamma_0^e, \beta_0^n$  – граничные углы в коренных породах со стороны восстания и падения пласта в сечениях перпендикулярных линии подвигания лавы;

$\delta_0^e, \gamma_0^n$  – граничные углы в коренных породах со стороны восстания и падения пласта в сечениях параллельных линии подвигания лавы;

$\varepsilon$  – угол (от  $0^\circ$  до  $90^\circ$ ) между линией подвигания лавы и линией простирания пласта;

$\gamma_0, \beta_0, \delta_0$  – граничные углы в коренных породах в сечениях вкрест и по простиранию пласта, определяемые по «Правилами подработки» [1, 2];  
 $\alpha$  – угол падения пласта.

Пусть (для примера) требуется определить границу мульды на участке стороны I-IV от выемки пласта в контуре I-II-III-IV (рис. 1):

1. По формуле (4) вычисляют значения граничного угла  $\delta_0^n$  (со стороны падения пласта) в сечении параллельном линии подвигания лавы.

2. Определяют горизонтальные расстояния  $l_I, l_{IV}$  от контура очистной выработки пласта до границ мульды. Расстояния могут быть определены графически или аналитически. В первом случае строят вертикальные разрезы по линиям I-K<sub>I</sub> и I-K<sub>IV</sub>, с использованием граничных улов  $\delta_0^n$  и  $\varphi_0$ , соответственно в коренных породах и наносах. Глубины пласта определяют по плану горных выработок, угол падения пласта в сечениях вычисляют с учетом направления последних. Аналитически расстояния  $l_{I, K_I}, l_{IV, K_{IV}}$  определяют из выражений:

$$l_i = (H_i - h_i)ctg\delta_0^n + h_i \cdot ctg\varphi_0, \quad (5)$$

где  $H_i, h_i$  – глубина пласта и мощность наносов в точке I или IV;

$\delta_0^n, \varphi_0$  – граничный угол в коренных породах, определяемый по формуле (4) и граничный угол в наносах, определяемый по «Правилам подработки ...» [1, 2].

3. Отложив вычисленные расстояния  $l_{I-KI}$ ,  $l_{IV-KIV}$  прочерчивают границы влияния очистной выработки на земную поверхность (границу мульды) на участке I-IV (рис. 1).

#### Литература

1. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. – М.: Недра, 1981. – 288 с.
2. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом: ГСТУ 101.00159226.001 – 2003. – Введ. 01.01.2004. – К., 2004. – 128 с.
3. Маркшейдерское дело: Учеб. для вузов. – В двух частях / Под ред. И.Н. Ушакова. – 3-е изд., перераб. и доп. Часть 2. – М.: Недра, 1989. – 437 с.

УДК [658.562:662.66]:006.83

### **СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКОГО КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА УГЛЯ НА ШАХТЕ**

**Ниязбекова Р.К., Жарылгасова Л.А., Абилов А.А.**

*Евразийский национальный университет им. Л.Н. Гумилева,  
г. Астана, Казахстан*

*Рассмотрены вопросы совершенствования технического контроля качества угля на шахте. Использовалась методология FMEA и по итогам анализа были выявлены наиболее важные несоответствия. Для устранения одного из несоответствий рекомендуется определять плавкость золы в углехимической лаборатории шахты по стандартному методу.*

Одной из основных задач системы менеджмента качества является обеспечение выявления потенциальных несоответствий (дефектов) и предотвращение их появления на всех стадиях жизненного цикла продукции [1]. Важнейшим методом решения этой задачи является анализ видов и последствий потенциальных несоответствий (FMEA). Методология FMEA позволяет оценить риски и возможный ущерб, вызванный потенциальными несоответствиями конструкции и технологических процессов на самой ранней стадии жизненного цикла продукции.

Данный метод может быть с успехом использоваться в сфере угольной промышленности, а именно в процессе технического контроля качества угля. FMEA-анализ позволяет: систематически выявлять все вероятные несоответствия; оценивать их последствия для потребителя; определять возможные причины несоответствий; проводить контроль процесса с точки зрения выявления и предупреждения несоответствий; оценивать вероятность появления, воздействия на потребителя и возможность обнаружения несоответствия, на основе чего определяется приоритетное число риска; назначить сроки мероприятий по устранению и предупреждению несоответствий и ответственные лица за их выполнение; оценивать вероят-

ность появления, воздействия на потребителя и возможность обнаружения несоответствий с учетом вновь разработанных мероприятий [2].

Рассматривается применение этого метода для усовершенствования технического контроля качества угля на шахте им. И.А.Костенко – крупнейшем угледобывающем предприятии угольного департамента компании АО «АрселорМиттал Темиртау».

На первом этапе были выявлены:

- потенциальные несоответствия технического контроля;
- потенциальные причины несоответствий. Для их выявления были использованы диаграммы Исикавы, которые строились для каждого вида потенциального несоответствия;
- потенциальные последствия несоответствий для потребителей и организации. Были выявлено, что грозит организации, если не предпринимать никаких действий по устранению потенциальных несоответствий;
- возможности контроля возникновения несоответствий.

На втором этапе проводился экспертный анализ определенных на первом этапе параметров. Определили такие параметры, как:

- параметр тяжести последствий для потребителя S. Это экспертная оценка, проставляемая по десятибалльной шкале. Наивысший балл достигается в тех случаях, в которых последствия несоответствия влекут юридическую ответственность;
- параметр частоты возникновения несоответствий O. Это также экспертная оценка, проставляемая по десятибалльной шкале. Наивысший балл достигается в том случае, когда оценка частоты возникновения несоответствия составляет 25% и выше;
- параметр вероятности не обнаружения несоответствия D. Как и предыдущие параметры, является десятибалльной экспертной оценкой, соответствующей наличию скрытых несоответствий, которые не могут быть выявлены до наступления последствий;
- параметр риска RPN. Определяется как произведение S.O.D. Несопответствия с наибольшим параметром риска подлежат устранению в первую очередь.

На третьем этапе результаты анализа заносятся в матрицу FMEA-анализа. В результате анализа матрицы FMEA-анализа были выявлены потенциальные несоответствия:

- несоответствие значений показателей качества истинному (так как партия отправляется по результатам прошлой партии, а они не всегда совпадают);
- нарушение максимальных сроков по определению параметров качества угля (так как центральная лаборатория находится в дали от шахты, не представляется возможной отправка проб непосредственно после отбора, таким образом, с начала отбора проб до момента получения результата уходит целые сутки);

- использование неактуализованной нормативно-технической документации;
- не определяются все параметры качества угля (в лаборатории не определяется плавкость золы, который очень необходим для эффективного сжигания топлива).

Таблица 1 - Матрица FMEA-анализа технического контроля качества угля

Вид потенциального отказа	Потенциальные последствия отказа	Потенциальные причины отказа	S	O	D	RPN	Мероприятия по улучшению
Несоответствие значений показателей качества истинному	брак продукции, штрафные санкции со стороны потребителей	партия отбраковывается по результатам прошлой партии; задержки результатов анализов	8	5	3	120	Внедрение оперативного контроля качества угля (зольность, влажность, плотность)
Нарушение максимальных сроков по определению параметров качества угля	простой состава, останковка отправки топлива потребителям	центральная лаборатория находится вдали от шахты	7	6	2	84	Отправка проб после каждого, внедрение методов оперативного контроля
Не определяются все параметры качества угля (плавкость золы)	расходы на оплату испытаний по определению плавкости золы в другой компетентной лаборатории, неправильный выбор сжигания топлива	нет соответствующих нормативно-технических документации, оборудования	6	3	4	72	Определение плавкости золы по стандарту СТ РК ИСО 540 – 2011; приобретение оборудования, обучение персонала лаборатории

Для всех причин, имеющих значение  $\text{ПЧР} \geq \text{ПЧР}_{\text{гр}}$ , должны быть разработаны рекомендации, направленные на снижение риска до приемлемого уровня. Учитывая, что  $\text{ПЧР}_{\text{гр}} = 100$  для усовершенствования технического контроля на шахте им. И.А.Костенко необходимо внедрение оперативного контроля качества угля, это полностью исключит возможность задержки результатов анализов. Рекомендуется сформулировать конкретные меры устранения выявленных потенциальных несоответствий и/или их причин, направленные на снижение показателей О, Д и, соответственно, ПЧР; предварительно по каждой причине проводить анализы и оценки возникновения и обнаружения и рассчитывать планируемое значение ПЧР; разработать рекомендации с указанием ответственных за исполнение и сроков.

В углехимической лаборатории шахты определяются такие показатели качества угля как: теплота сгорания, влажность, зольность, наличие летучих веществ и серы, спекаемость, механическая прочность и размеры кусков. Так как плавкость золы имеет большое значение для экономичного сжигания угля, представляется необходимым определение плавкости золы в лаборатории шахты. Например, в металлургическом комбинате, где также используется уголь этой шахты, жидкий шлак заливает колосники и тем самым затрудняет или вовсе прекращает доступ воздуха в слой топлива, что ухудшает или приостанавливает процесс горения. Плавкость золы вызывает также опасность налипания выносимых из топки мелких размягченных или расплавленных частиц ее на относительно холодных трубах поверхности нагрева котла. Это явление приводит к шлакованию поверхностей нагрева, ухудшающему теплообмен и условия движения газов, что вызывает в крайних случаях остановку котлоагрегата. По плавкости золы подразделяются на легкоплавкие (менее 1200 °С), среднеплавкие (1200-1350 °С), тугоплавкие (1350-1500 °С), и неплавкие (более 1500 °С). Химический состав золы при сгорании углей, горючих сланцев и торфа ( $\text{SiO}_2$  10-65 %,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  10-40 %,  $\text{CaO}$  0,5-45 %,  $\text{MgO}$  0,2-6 %,  $\text{Na}_2\text{O}$  1-10%,  $\text{K}_2\text{O}$  1,5-3 %) зависит от условий образования данного топлива, технологии его сжигания и других факторов.

Для проведения испытания по определению плавкости золы в центральной углехимической лаборатории рекомендуется применять СТ РК ИСО 540 – 2011 «Антрацит и кокс. Определение плавкости золы» [3]. По результатам сравнительных анализов было выявлено, что стандарт ГОСТ 2057-94 не полностью соответствует международным требованиям в отличие от стандарта СТ РК ИСО 540 – 2011, который идентичен международному стандарту ISO 540:2008 Hard coal and coke. Determination of ash fusibility (Антрацит и кокс. Определение плавкости золы) [4, 5]. Проведение испытаний с применением этого стандарта позволит обеспечить каче-



ство испытаний по определению температуры плавкости угольной золы и золы кокса в лаборатории, выбрать эффективный и безопасный способ сжигания топлива, создать условия для продвижения карагандинского угля на международные рынки. В стандарте приводится порядок проведения испытания, необходимые аппаратуры и реактивы, содержатся требования к условию испытаний, испытательному оборудованию, к калибровке средств испытаний, отбору и приготовлению образцов для испытания, протоколу испытаний, дается характеристика точности метода. Суть метода испытания в нагревании испытательного образца при стандартных условиях и под непрерывным наблюдением. Регистрируют температуры, при которых происходят характерные изменения формы: температура деформации, температура образования сферы, температура образования полусферы, температура растекания. Плавкостные характеристики золы зависят также от состава среды. Определение плавкости проводится в восстановительной атмосфере, дополнительную информацию можно получить, проводя последующее определение плавкости в окислительной атмосфере. Общеизвестно, что в восстановительной среде температуры плавления золы обычно ниже, чем в окислительной.

Для проведения испытания по определению плавкости золы необходимо оснащение лаборатории печью с электрическим нагревом, которая достигает 1500°C или выше, пирометром, состоящим из термопары платина/платина-родий, формой для приготовления испытательного образца, расходомерами и оптическим прибором, позволяющим наблюдать за профилем испытательного образца в процессе определения. Золу рекомендуется готовить согласно методу, установленному в ISO 1171 [6]. Для достоверности результатов испытаний необходимо регулярно проверять пирометр при стандартных условиях испытания путем наблюдения температуры плавления золота и при возможности температуры плавления палладия.

Определение плавкости золы по стандарту, который описывает международные требования, и постоянный контроль метрологического состояния оборудования обеспечит качество испытаний в лаборатории, что позволит повысить качество топлива на всех стадиях жизненного цикла продукции, снизить риски несоответствия продукции, обеспечение гарантии правильного выбора сжигания топлива.

Плавкость золы, зависящая от ее состава, является важной характеристикой, с которой необходимо считаться при выборе способа сжигания данного топлива. Достоверное определение плавкости золы являются гарантией качества и безопасности продукции.

FMEA способствует новому образу мышления современного научно-технического обеспечения качества. Применение метода FMEA снижает количество вносимых изменений на стадии производства и затраты на

проведение изменений, исключает ошибки и связанные с ними дефекты, а, следовательно, избавляет от рекламаций, судебных исков и значительных затрат на устранение дефектов.

Литература

1. ИСО 9001-2008 Система менеджмента качества. Требования.
2. FMEA Анализ видов и последствий потенциальных отказов / Крайслер Корп., Форд Мотор Компани. Руководство 4-е издание, 2008.
3. СТ РК ИСО 540-2011 Антрацит и кокс. Определение плавкости золы.
4. ГОСТ 2057-94 Топливо твердое минеральное. Методы определения плавкости золы.
5. ISO 540-2008 Hard coal and coke. Determination of ash fusibility.
6. ISO 1171-2010 Solid mineral fuels. Methods for determination of ash.

622.261

## **СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ СТВОЛА В ПЕРИОД РЕКОНСТРУКЦИИ ПРИ РАССЕЧКЕ КАМЕР ЗАГРУЗОЧНЫХ УСТРОЙСТВ**

**Пашкова О.В.**

*Ростовский государственный университета путей сообщения,  
г. Ростов-на-Дону, Россия*

*В статье рассматривается влияние зон возможного разрушения пород на напряжения в крепи при сооружении приствольных выработок*

При сооружении приствольных выработок в период реконструкции их рассечка может производиться в направлении от ствола или к нему [1].

Последовательность работ по сооружению камеры загрузочных устройств в направлении к стволу представлена на рис. 1.

На первом этапе проходки к стволу проходится одна или две подводящие горизонтальные выработки с оставлением у ствола породного целика необходимых размеров.

На втором этапе проходится восстающий гезенк до проектной отметки кровли камеры.

На третьем этапе гезенк расширяется до проектных размеров камеры, выполняется разборка породного целика, и возведение постоянной крепи камеры.

Выполним поэтапное моделирование сооружения приствольной камеры по рассмотренной технологии в различных условиях.

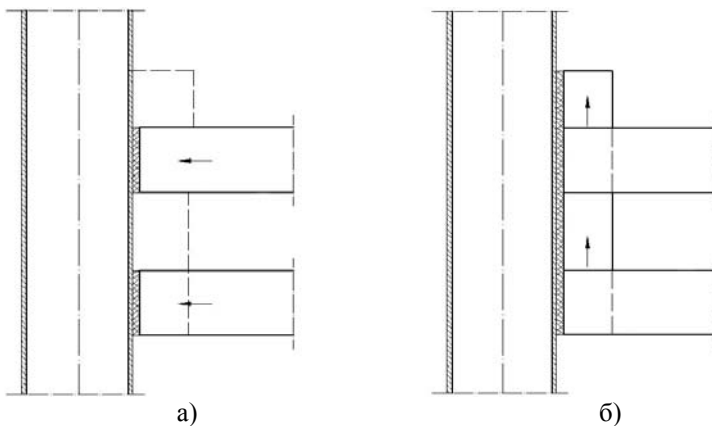


Рис. 1. Последовательность работ по расчистке камеры загрузочных устройств в направлении к стволу: а) первый этап проходки; б) второй этап проходки

В настоящее время для прогнозирования размера зоны разрушения пород наиболее широко используется метод упругого наложения, суть которого заключается в том, что напряжения, определяемые из решения для упругой модели массива, ослабленного выработкой, сопоставляются с прочностью вмещающих пород. Области, в пределах которых принятое условие прочности не выполняются, считаются разрушенными.

Недостатком этого метода является невозможность учета изменяющихся под нагрузкой свойств пород и влияния образующихся зон разрушения на последующее распределение напряжений.

Используемый в настоящем исследовании методом конечных элементов шагово-итерационный метод, учитывающий нелинейность деформирования материалов, позволяет исключить этот недостаток. В связи с этим был выполнен комплекс исследований по следующему алгоритму.

В результате ряда последовательных приближений при пошаговом изменении деформационных характеристик пород определяется картина распределения эквивалентных напряжений от контура выработок вглубь породного массива на первом этапе расчистки приствальной выработки. После проверки критерия прочности пород Кулона-Мора выявляются зоны разрушения пород. Далее для пород, расположенных в зоне разрушения, задается остаточная прочность  $k_{осм} \cdot R_{сж}$ . После этого выполняется серия расчетов с учетом влияния разрушенной зоны и определяется окончательная картина распределения напряжений и деформаций в породном массиве в зоне расчистки приствальной выработки на первом этапе. Далее аналогичное исследование с учетом полученных данных производится для второго этапа

сооружения камер.

В результате обработки полученных данных установлено, что наличие вокруг выработки зоны разрушенных пород влияет на интенсивность напряжений в породном массиве.

На рис. 2 представлены графики изменения относительных эквивалентных напряжений (максимальные напряжения на контуре приняты за единицу) от контура боковой грани подводящей выработки, шириной  $r$  вглубь массива при отсутствии зоны разрушения и при ее ширине 1,5 м.

Наличие локальной зоны разрушения приводит к увеличению области пород вокруг выработки, в которой наблюдается напряженное состояние объемного растяжения, а также росту интенсивности напряжений в породах, контактирующих с разрушенной зоной.

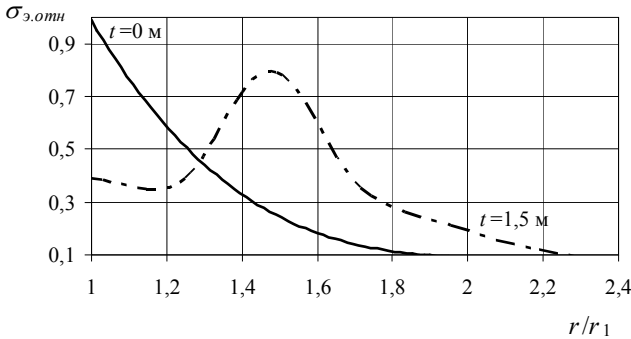


Рис. 2. Динамика изменения эквивалентных напряжений от контура выработки вглубь ствола

Образующаяся зона разрушенных пород оказывает влияние на интенсивность эквивалентных напряжений в крепи ствола. На рис. 3 рассмотрена зависимость параметра  $K_{вл}$ , представляющего собой отношение интенсивности максимальных эквивалентных напряжений в крепи ствола в зоне влияния выработки к аналогичным величинам на обычном участке ствола от размера локальной зоны разрушения пород  $t_1$ .

Моделирование второго этапа проходки показывает, что в окрестности боковых стенок восстающего гезенка возможно образование локальной зоны разрушения пород, шириной  $t_2$ . При этом на размер зоны оказывает влияние величина зоны  $t_1$  в боках подводящей выработки. Зависимость относительного увеличения зоны  $t_2$  от размера зоны  $t_1$  представлена на рис. 4 и имеет характер, близкий к линейному.

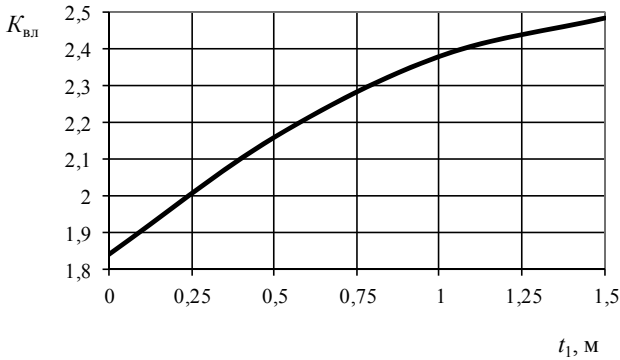


Рис. 3. Зависимость параметра  $K_{\text{вл}}$  в крепи ствола от размера локальной зоны разрушения пород  $t_1$

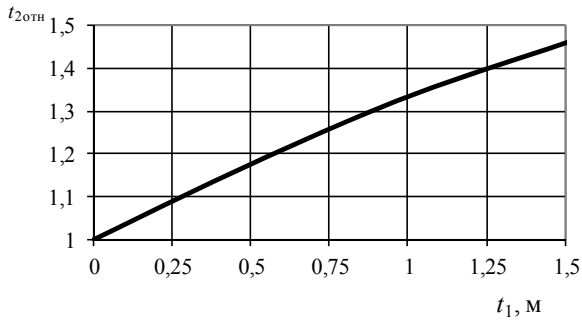


Рис. 4. Зависимость величины относительного увеличения зоны  $t_2$  от размера локальной зоны разрушения пород  $t_1$

На рис. 5 приведена зависимость параметра  $K_{\text{вл}}$  от размера зоны  $t_2$ . Высотная отметка точки определения напряжений в рассматриваемом случае соответствует половине высоты гезенка.

Таким образом, возникновение возможных зон разрушения пород при поэтапном строительстве приствольной выработки приводит к увеличению интенсивности эквивалентных напряжений в крепи, находящейся в зоне влияния выработок.

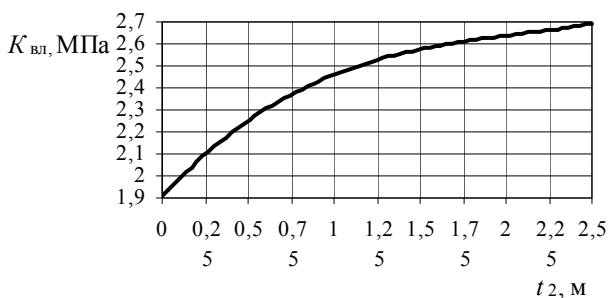


Рис. 5. Зависимость параметра  $K_{\text{вл}}$  в крепи ствола от размера локальной зоны разрушения пород  $t_2$

#### Литература

1. Плешко М.С. О взаимном влиянии факторов, определяющих эффективность строительства и эксплуатации вертикального ствола // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 8. – С. 53 - 56.

УДК 622.02: 539.2/8: 530.1

### **ПРИМЕНЕНИЕ ТЕОРИИ ФРАКТАЛОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ДИАГНОСТИЧЕСКИХ КРИТЕРИЕВ БЕЗОПАСНОГО ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ ДОНБАССА**

**Пимоненко Л.И.<sup>1</sup>, Макеев С.Ю.<sup>1</sup>, Каргаполов А.А.<sup>1</sup>, Ткаченко А.В.<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины <sup>2</sup>Публичное акционерное общество «Шахта им. А.Ф. Засядько»

*Для обеспечения безопасности проведения очистных и подготовительных выработок на основе совершенствования известных методов и технологий оперативного контроля рассмотрен вопрос применения теории фракталов. В результате обработки результатов сейсмологических наблюдений при выемке угля на трех лавах сформулирован диагностический критерий прогноза состояния углепородного массива.*

Увеличение глубин разработки действующих шахт ведет к усложнению горно-геологических условий: снижению устойчивости выработок, изменению напряженно-деформированного состояния массива, увеличению газоносности и выбросоопасности, ухудшению экологии окружающей среды. Наибольший экономический и социальный урон наносит газодинамические явления. Ликвидация последствий выбросов снижает темпы проведения горных работ и требует дополнительных непроизводительных затрат, что удорожает стоимость угля, делает его не конкурентно способным. По-

мимо экономического ущерба, газодинамические явления на многих шахтах явились причиной аварий, унесших жизни сотен шахтеров.

Накопленные за многие годы знания о подземных динамических явлениях не позволяют в достаточной мере осуществить надежный прогноз времени и места их возникновения. Поэтому первоочередной задачей исследований является заблаговременное определение потенциально опасных участков и предсказание моментов проявления выбросов и горных ударов. Ввиду сложности структуры залегающих горных пород в массиве, большого количества осложняющих геологических факторов (глубина, пористость, литология, тектоника и др.), продолжает оставаться актуальной разработка способа прогноза выбросоопасности, комплексно учитывающего все перечисленные особенности, что обеспечит решение целого ряда экономических, экологических и социальных проблем шахтерских регионов Донбасса. Для решения этой задачи авторами предлагается применение современных математических методов, использующих основные положения теории фракталов.

Исследования проводились на шахте им. А.Ф. Засядько, расположенной в центральной части Донецко-Макеевского района Донбасса при отработке пласта  $m_3$ . Для определения состояния горного массива использованы результаты наблюдений, проводимых на шахте с применением многоканальной сейсмоакустической системы, разработанной польской компанией EMAG [1], включающей в себя датчики-геофоны, размещенные в выработках, каналы передачи сигналов и наземные регистрирующие модули. Данная система регистрирует сейсмические явления и определяет величину их энергии и координаты очага.

В течение месяца в среднем на шахте регистрируется 300-400 проявлений активности горного массива с относительными величинами сейсмических энергий от 70 до 200 тысяч условных единиц. На основе полученных результатов наблюдений составлена база данных, которая используется для изучения сейсмоакустического режима шахты, выделения неспокойных зон и динамики их развития.

С помощью этой системы осуществляли контроль состояния массива при работе 18 восточной лавы, восточной уклонной лавы (ВУЛ) и 18 западной лавы пласта  $m_3$ . По площади сейсмические явления различной интенсивности проявлялись крайне неравномерно как на отработанных, так и неотработанных участках.

Работы по пласту  $m_3$  осуществляются в чрезвычайно сложных горно-геологических условиях. 18 восточная лава отрабатывалась по простиранию пород, слева по ходу от нее находилось выработанное пространство 17 восточной лавы. ВУЛ проходила по восстанию, причем слева и справа от нее – нетронутый массив, осложненный мульдами и прогибами. 18 западная

лава обрабатывалась по простиранию пород с пересечением зоны тектонических нарушений. Справа по ходу от нее находилось выработанное пространство 17 западной лавы.

При обработке 18 восточной лавы регистрация сейсмоакустических (СА) явлений была начата с середины работы лавы (май 2009 г.), область их концентрации перемещалась вслед за продвижением забоя. Формирование очагов при этом частично приурочено к шагу посадки основной кровли и частично – к перераспределению напряжений впереди забоя при очистных работах. Здесь, по мере отработки целика и уменьшения его геометрических размеров, происходило смещение концентрации напряжений в массиве от периферии к центру целика. Обработка лавы закончена в декабре 2009 г.

В первые месяцы обработки ВУЛ (май 2009 г.) по мере продвижения забоя очаги сейсмической активности располагались, как правило, в его окрестностях. После того как была пройдена приблизительно одна треть от общей длины лавы, впереди забоя начала формироваться зона повышенной сейсмической активности, приуроченная к перегибам пласта. В последующем очаги выстроились в виде линии, отходящей, примерно, от середины лавы и ориентированной в сторону конвейерного ходка под углом около 45°. Затем зона концентрации СА явлений переориентировалась и сосредоточилась практически перпендикулярно линии забоя [2]. Обработка лавы закончена в мае 2011 г. Область концентрации СА явлений при обработке 18 западной лавы приурочена к Ветковской структуре (на западе) и к зоне тектонических нарушений (на востоке).

Основой интерпретации полученных данных послужили два положения.

Первое – в работах [3, 4] теоретически обосновано и подтверждено экспериментально, что основное количество сигналов акустической эмиссии связано с зарождением микротрещин, а интенсивность энергии акустического сигнала – пропорциональна их амплитуде.

Второе – углепородный массив шахты, как и Донбасса в целом, представляет собой мелкослоистую среду, состоящую из угольных пластов и вмещающих пород (аргиллитов, алевролитов, песчаников) различной мощности с различными по величине и генезису нарушениями. В общем, массив представляет систему различных по величине и физико-механическим свойствам природных неоднородностей (блоков). Очевидно, что столь сложное строение обуславливает хаотичное распределение природных микродислокаций в массиве. Деформирование такой среды под действием горных работ неизбежно сопровождается проскальзыванием по границам блоков, что приводит к излучению упругих волн, то есть СА эмиссии. Таким образом, СА эмиссия связана с деформационными процес-



сами и параметрами дислокаций (дефектов) в массиве. Под действием горных работ дислокации возникают, движутся, сливаются, тормозятся на границах блоков, разрывных нарушений, горных выработок и образуют на них локальные скопления. Вследствие протекания тектонофизических и механических процессов в массиве возникают иерархии неоднородностей, изменчивости строения, трещиноватости и блочности геологических материалов на различных масштабных уровнях, то есть появляются самоподобные структуры. В зависимости от интенсивности напряжений воздействия возникает избирательный механизм включения в работу соответствующих неоднородностей и дефектов. Именно этот процесс самоорганизации массива (принцип Ле-Шателье), изменяющийся во времени и пространстве, отражают полученные результаты. Они характеризуют образовавшуюся в пределах участка исследований сложную систему трещин – фрактальную, что позволяет использовать фрактальный анализ для интерпретации полученных данных [5].

Для количественной оценки состояния горного массива обрабатываемых участков полученные неоднородные распределения точек на плоскости рассмотрены как недетерминированные (стохастические) фракталы, известные также как мультифракталы [6]. Алгоритм вычисления фрактальной размерности основан на подсчете числа примитивов (клеток) необходимых для покрытия фрактала в зависимости от их размера. Мультифракталы описывают с помощью спектра обобщенных размерностей  $D_q$ :

$$D_q = \frac{1}{1-q} \lim_{\varepsilon \rightarrow 0} \frac{\ln \sum_{i=1}^{N(\varepsilon)} p_i^q}{\ln \varepsilon},$$

где  $q$  может принимать любые значения в интервале  $-\infty < q < \infty$ ,

$N(\varepsilon)$  – число заполненных ячеек, а  $p_i$  – вероятность попадания точки фрактала в ячейку размера  $\varepsilon$ .

Для практических целей чаще вычисляют Хаусдорфову размерность ( $D_0$ ) методом разбиения на квадраты (box-counting method). В этом случае фрактал покрывается квадратами со стороной  $\varepsilon$  и подсчитывается число заполненных ячеек  $N(\varepsilon)$ . Затем сторона ячейки уменьшается в 2 раза и фрактал покрывается заново. Данная операция производится до тех пор, пока размер ячейки  $\varepsilon$  не станет числом близким к нулю. Так как при малых  $\varepsilon$  справедливо соотношение  $N(\varepsilon) \approx 1/\varepsilon^{D_0}$ , то фрактальную размерность  $D_0$  можно вычислить как угловой коэффициент графика, где  $\ln(N(\varepsilon))$  – функция от  $\ln(\varepsilon)$  [7].

Расчеты выполнены с использованием программы “Image J” [8] и найдены значения фрактальной размерности для трех обрабатываемых лав. В данном случае фрактальная размерность характеризует количество ячеек, заполненных СА сигналами (трещинами), вне зависимости от их интенсивности. Увеличение фрактальной размерности вызвано увеличением количества ячеек и отражает увеличение трещиноватости [9]. Величину фрактальной размерности  $D_0$  определяли для каждой из лав в виде интегрального показателя, а также в динамике по мере перемещения забоя каждые два месяца. Динамика изменения  $D_0$  представлена на рис. 1-3, а интегральные показатели приведены в таблице 1.

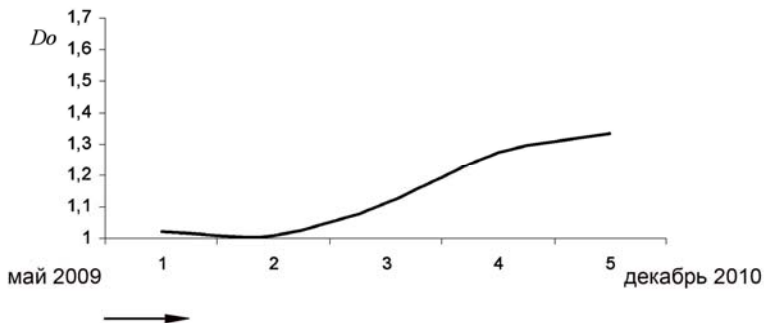


Рис. 1. Изменение фрактальной размерности во времени при отработке 18 восточной лавы

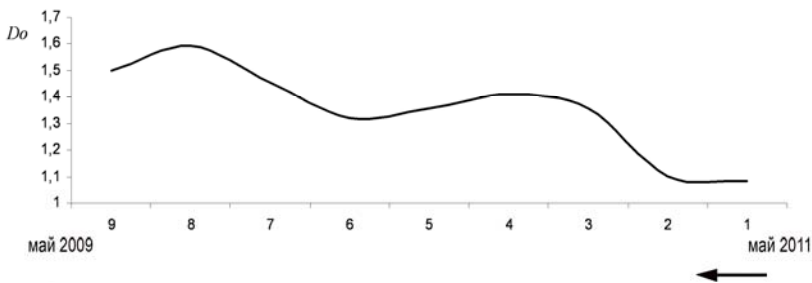


Рис. 2. Изменение фрактальной размерности во времени при отработке восточной уклонной лавы

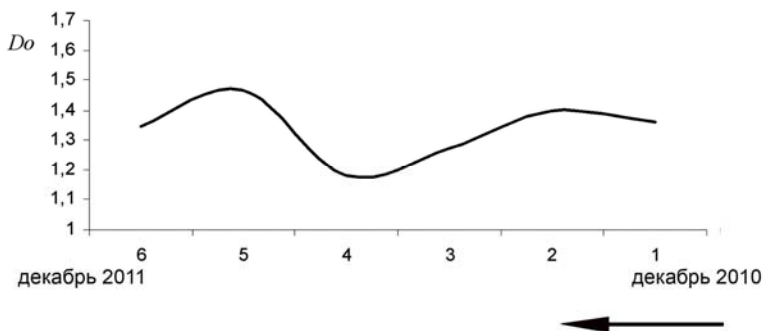


Рис. 3. Изменение фрактальной размерности во времени при отработке 18 западной лавы

Таблица 1 – Интегральные показатели фрактальной размерности для обрабатываемых лав

Лава	Фрактальная размерность
18 восточная лава	1,2674
Восточная уклонная лава	1,5990
18 западная лава	1,4611
Массив вблизи ВУЛ	1,1727
15 восточная «бис» лава	1,5827

Во всех лавых (рис. 1-3) отмечается общая закономерность роста фрактальной размерности со временем работы; кривые имеют волнообразный характер. Присутствующие на графиках спады и подъемы объясняются встречающимися при отработке геологическими нарушениями и особенностями строения пласта. Так, 18 восточная лава обрабатывалась вдоль простирания пород. На рис. 1 видно плавное увеличение значений фрактальной размерности  $D_0$  с величины 1,020 до 1,3366, связанное с уменьшением неотработанного целика и приближением к системе геологических нарушений.

ВУЛ обрабатывалась вкрест простирания пород почти два года; за это время величина  $D_0$  менялась по возрастающей синусоиде. Для начала работ характерно пониженное значение  $D_0 = 1,0863$  (рис. 2). Дальнейшее ее плавное повышение связано с проседанием кровли и формированием в массиве напряжений, вызывающих увеличение нарушенности. Затем около 6 месяцев наблюдается практически неизменные значения  $D_0 \approx 1,38$ . Некоторое понижение значений  $D_0$  согласуется с зоной перегиба пласта,

где величина фрактальной размерности снизилась до 1,32. Последующее повышение  $D_0$  до 1,5926 объясняется уменьшением целика и приближением к области с интенсивно проводимыми взрывными работами.

Положение начала отработки 18 западной лавы находится вблизи Ветковской флексуры в зоне малоамплитудных дислокаций, что сказывается на высоких значениях  $D_0$  (1,36) в первые месяцы работы. По мере удаления от структуры значения фрактальной размерности снизились до 1,18, а затем перед зоной геологического нарушения вновь возросли и достигли максимума 1,47 при его пересечении (рис. 3).

Для всех лав характерно, что в конце работ происходило уменьшение  $D_0$ , связанное с перераспределением и релаксацией напряженного состояния массива. Таким образом, анализируя динамику фрактальной размерности для всех лав, можно предположить, что наименее опасной является 18 восточная лава, в которой разгрузка происходила равномерно. Две другие лавы более опасные, ввиду большего влияния горно-геологических условий.

В работе [4] установлено, что при выемке угля в породах кровли развиваются межслоевые циклические деформации, которые отчетливо (с определенным шагом) проявляются при отсутствии изменений геологического строения массива. При появлении впереди забоя каких либо геологических неоднородностей (нарушений) происходит задержка деформаций и перераспределение нарушений, которое приводит к накоплению потенциальной энергии, определенное количество которой и является причиной выбросов угля и газа. Полученные результаты подтверждают эти данные.

Анализ интегральной фрактальной размерности СА явлений (табл. 1) показал, что наименьшая величина  $D_0 = 1,1727$  отмечена в ненарушенном массиве и в менее нарушенной 18 восточной лаве ( $D_0 = 1,2674$ ). Очевидно, это связано с тем, что в неподработанном массиве формируется небольшое количество природных трещин, в отличие от участков активного ведения горных и взрывных работ (15 восточная «бис» лава, где  $D_0 = 1,5827$ ).

Рассчитанные интегральные показатели фрактальной размерности для отработанных лав показали, что большое количество и интенсивность СА приурочены к ВУЛ. Замеры напряженного состояния массива, полученные методом гидроразрыва, согласуются с полученными сейсмологическими данными. Так, для участка, расположенного на юго-западе ВУЛ (между зоной малоамплитудных нарушений и Григорьевским надвигом), характерно наибольшее сжатие, что косвенно подтверждается показателями работы поверхностных дегазационных скважин (ПДС). Конструкция ПДС и качество их обсадки, а также литолого-фациальные характеристики пород массива одинаковы, но дебит газа в зоне сжатия практически в два раза больше, чем на западе.

Проведенные исследования позволяют сделать вывод, что величина фрактальной размерности сейсмоакустических явлений отражает степень нарушенности горного массива и может служить характеристикой предрасположенности массива к разрушению. Величина  $1 < D_0 < 2$ . Чем меньше  $D_0$ , тем меньше сейсмоакустическая активность, характеризующая нарушенность. То есть, при малых  $D_0$  образование дефектов находится в начальной стадии разрушения, а если фрактальная размерность стремится к 2, приближается стадия окончательного разрушения массива, которая может перерасти в лавинообразный процесс. Использование этих данных может служить основой для разработки диагностических критериев опасности проведения горных работ.

#### Литература

1. Документация установки и обслуживания устройств системы ARAMIS M/E. – ЕМАГ, г. Катовице, 2005.
2. Контроль изменения состояния массива многоканальной сейсмоакустической системой на шахте им. А.Ф. Засядько / А.Ф. Булат, С.Ю. Макеев, А.А. Каргаполов и др. // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. трудов / Ин-т геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины. – Днепропетровск, 2010. – Вып. 88. – С. 26-33.
3. Журков С. Н. Кинетическая концепция прочности твердых тел // Вестник АН СССР. – 1968. – № 3. – С. 46-52.
4. Акустический контроль динамики напряженно-деформированного состояния горного массива / А.М. Брюханов, В.П. Коптиков, Г.И. Колчин, А.В. Никифоров // Горная геология, геомеханика и маркшейдерия: Сб. науч. докладов. Ч. II. – Донецк: УкрНИМИ Украины, 2004. – С. 459-463.
5. Булат А.Ф. Фракталы в геомеханике / А.Ф. Булат, В.И. Дырда. – К.: Наук. думка, 2005. – 358 с.
6. Федер Е. Фракталы. – М.: Мир, 1991. – 254 с.
7. Мандельброт Б. Фрактальная геометрия природы: пер. с нем. – М.: Изд-во ИКИ, 2002. – 656 с.
8. Конохов А.Л. Руководство к использованию программного комплекса ImageJ для обработки изображений: Учебное методическое пособие. – Томск: ТУСУР, 2012. – 105 с.
9. Додис Я.М. Оценка фрактальной размерности разрушенного взрывом массива горных пород // Вестник КРСУ. – 2002. – № 2.

## **ЭФФЕКТИВНЫЕ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ОСВОЕНИЯ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА**

**Плешко М.С., Вчерашняя Ю.В., Рожкова О.В.**

*Институт сферы обслуживания и предпринимательства (филиал) Донского государственного технического университета, г.Шахты, Россия*

*В статье рассматриваются эффективные геотехнологии освоения подземного пространства с применением способа струйной цементации*

На каждом из основных этапов организационного цикла шахты можно выделить «узкие места», характеризующиеся применением неэффективных технологий, конструкций, материалов, оборудования и др. Многие проектные решения принимаются в силу накопленного практического и теоретического опыта без учета новых достижений науки и техники [1 - 3].

Например, в последние годы за рубежом и в России значительное развитие в гражданском и транспортном строительстве получает технология струйной цементации (jet-grouting). Она применяется для закрепления грунтов, создания фильтрационных завес, отличается высокой производительностью, гибкостью, манёвренностью, возможностью оперативно корректировать принятые технологические режимы, а также не ухудшает экологическую обстановку. Благодаря своим достоинствам она может эффективно использоваться в рамках разработанной концепции на различных этапах организационного цикла шахты.

При строительстве шахтных стволов струйная цементация приходит на смену традиционным специальным способам: искусственному замораживанию пород, применению опускных крепей, электрохимическому упрочнению и др. Она позволяет создать вокруг ствола дополнительную оболочку (рис. 1), которая решает несколько взаимосвязанных задач: обеспечивает необходимую водонепроницаемость и устойчивость приствольного массива, увеличивает общую несущую способность и долговечность крепи. В этом ее большое преимущество по сравнению со способом замораживания, обеспечивающим только временный эффект.

Добыча угля на многих месторождениях полезных ископаемых осуществляется с тонких пластов, залегающих в массивах прочных пород. Как показывает практика, наиболее эффективным технологическим решением являются бесцеликковые способы охраны, предусматривающие проведение выработки в нетронутым массиве с последующим её поддержанием на границе выработанного пространства для повторного использования [4].

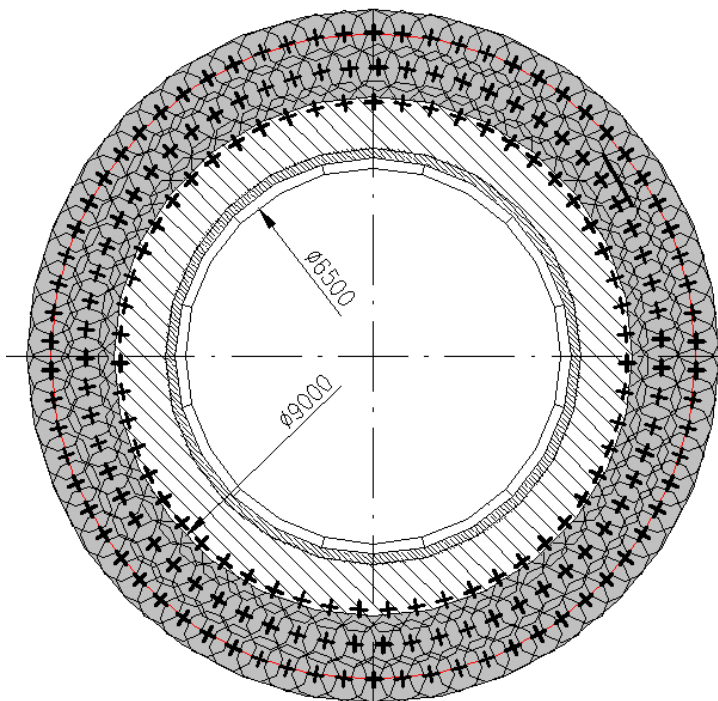


Рис. 1. Пример конструкции крепи ствола с противофильтрационной завесой, созданной по технологии jet-grouting

В то же время применяемые в настоящее время способы охраны выемочных выработок не эффективны. Они основываются на использовании искусственных ограждений, что приводит к чрезмерному расходу доставляемых с поверхности материалов и конструкций, перегруженности внутришахтного транспорта, загромождению выработок, повышению трудоёмкости концевых работ. Эти проблемы существенно обостряются с ростом нагрузок на очистные забои.

Разработка технологии устройства охранных конструкций непосредственно в призабойном пространстве выработок посредством струйной цементации разрушенной в процессе проходки горной породы позволит исключить рассмотренные выше недостатки. При этом создается взаимовлияющая система «кровля – охранные конструкции – почва пласта» (рис. 2), управление которой на основе данных мониторинга может осуществляться путем применения дополнительного анкерования, измене-

ния геометрических, прочностных и деформационных параметров охран-ных конструкций и других мероприятий [5].

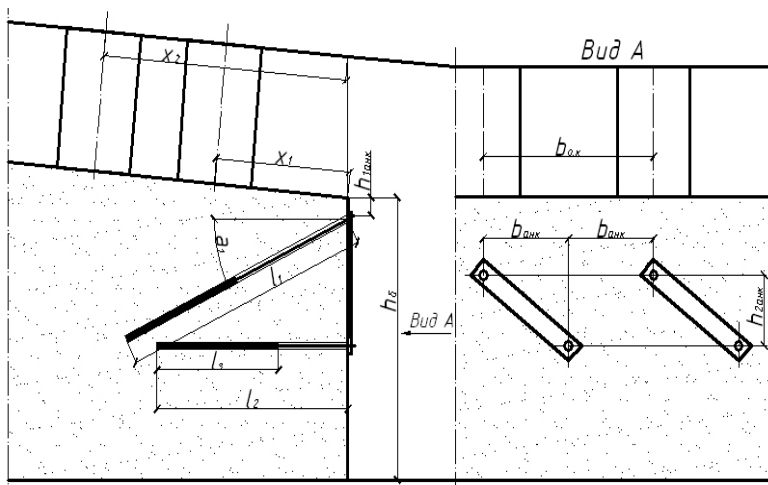


Рис. 2. Пример схемы поддержания и крепления повторно используемой выработки:

$x_1, x_2$  – расстояние от выработки до первого и второго ряда охранных конструкций;  
 $b_{о.к}$  – расстояние между охранными конструкциями;  $l_1, l_2$  – длина анкеров соответственно верхнего и нижнего рядов;  $\alpha_1$  – угол наклона анкеров верхнего ряда;  $l_3$  – величина заделки анкеров в скважине;  $h_{1анк}, h_{2анк}$  – расстояние от верхней грани бермы соответственно до 1 и 2 ряда анкеров;  $b_{анк}$  – расстояние между анкерами в ряду.

Важнейшим этапом закрытия горнодобывающего предприятия является ликвидация вертикальных стволов. В России, как правило, осуществляется полная засыпка стволов негорючими, нетоксичными (кроме глины) материалами. Для удержания засыпки в приствольных выработках возводятся глухие изолирующие перемычки, а в верхней части – полок перекрытия.

С ростом глубин вертикальных стволов стоимость таких работ резко возрастает, что вызывает необходимость перехода на способы ликвидации с частичной закладкой. Одним из вариантов может стать создание по глубине ствола с помощью технологии струйной цементации локальных перемычек, повышающих водонепроницаемость и устойчивость ствола. Взаимная увязка параметров перемычек с основной крепью ствола, проектируемой с учетом особенностей ее работы после ликвидации шахты, а также постоянный мониторинг объекта, позволят обеспечить необходимую надеж-



ность и долговечность конструкций.

В целом универсальные геотехнологии, которые могут эффективно применяться на различных этапах организационного цикла шахты с учетом специфики отдельных стадий и меняющихся условий должны стать основой новой концепции освоения подземного пространства.

#### Литература

1. Плешко М.С. О взаимном влиянии факторов, определяющих эффективность строительства и эксплуатации вертикального ствола // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 8. – С. 53 - 56.
2. Масленников С.А. Обоснование рациональных параметров комбинированной чугунно-бетонной крепи вертикальных стволов // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2009. – № 4. – С. – 210 - 214.
3. Боршевский С.В., Прокопов А.Ю. Технологические модели сооружения вертикальных стволов и область их применения // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2008. – № 3. – С. 287 - 294.
4. Сальников В.С., Копылов А.Б., Коновалов О.В., Шейнкман Л.Э. Факторы, влияющие на безопасность повторного использования горных выработок // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2010. – № 1. – С. 170 - 174.
5. Насонов А.А. Оценка влияния параметров охранных конструкций на устойчивость пород бермовой части повторно используемых выработок // Известия высших учебных заведений. Северо-Кавказский регион. Серия: Технические науки. – 2009. – № 1. – С. 114 - 115.

УДК 622.258: 622.4

### **ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЯ ИЗ ДРЕНАЖНЫХ РАССОЛОВ ПРИ ПРОХОДКЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ В УСЛОВИЯХ РУДНИКОВ «АЙХАЛ» И «УДАЧНЫЙ»**

**<sup>1</sup>Прокопов А.Ю., <sup>2</sup>Прокопова М.В., <sup>3</sup>Склепчук В.Л.**

*<sup>1</sup>Ростовский государственный строительный университет, <sup>2</sup>Шахтинский институт (филиал) Южно-Российского государственного политехнического университета им. М.И. Платова, <sup>3</sup>ОАО «Ростовшахтстрой»*

*Приведены результаты исследований динамики выделения углеводородных газов (УВГ) из подземных высокоминерализованных вод при проходке выработок рудников в Республике Саха (Якутия). Исследовано влияние водопритока и параметров водоотлива на концентрацию взрывоопасных газов в призабойном пространстве вертикального ствола.*

Одним из источников газовой выделении при проходке стволов являются газонасыщенные подземные воды, поступающие в ствол из водоносных горизонтов и оказывающие влияние на суммарное газовыделение.

В условиях подземных рудников «Айхал», «Удачный» и др. подземные воды высокой минерализации (рассолы) имеют в своем составе растворенные углеводородные газы (УВГ).

Для вентиляционного вспомогательного ствола рудника «Удачный» в интервале глубин 620 - 850 м по данным скважины КСС-1 характерны водопритоки рассолов в пределах 1,166 – 1,435 м<sup>3</sup>/ч (без учета эффективности тампонажа по кусту геологоразведочных скважин 25,26 – 32,4 м<sup>3</sup>/ч), а содержание газов, растворенных в рассолах, находится в пределах 0,3 – 0,4 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>, при этом содержание УВГ в общей сумме газов, находится в пределах от 82,01 до 94,5 % (метан 78,1 – 89,63 %, гомологи – 3,91 – 4,78 %) [1].

По данным авторов [2] на наиболее опасных участках газонасыщенность рассолов достигает 1,0 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup> с долей метана 75 – 85 %, концентрация тяжелых УВГ возрастает до 1,9 – 10 %, азота 2 – 10 %; углекислого газа – не более 2,8 %, водорода 0,1 – 1,2 %, гелия 0,2 %.

Характеристики рассолов различных водоносных горизонтов, пересекаемых клетевым стволом рудника «Айхал», близки к вышеприведенным для рудника «Удачный» (табл. 1).

Таблица 1- Характеристика подземных газосодержащих рассолов рудника «Айхал» АК «Алроса» [3]

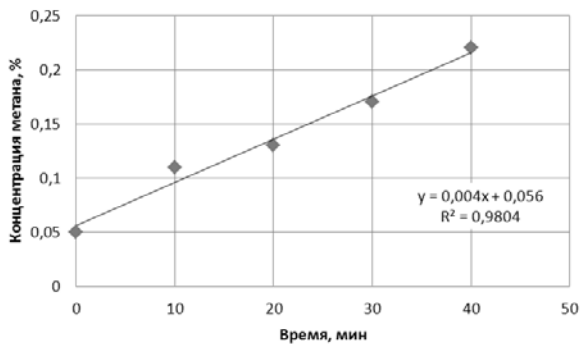
Глубина, м	Коэф. фильтрации, м/сут.	Водоприток, м <sup>3</sup> /ч	Газоносность, м <sup>3</sup> /м <sup>3</sup>	Крепость пород	Содержание газов в рассоле, %					
					CH <sub>4</sub>	тяжелые УВГ	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	CO <sub>2</sub>	He
382	0,002	0,8-0,9	0,43	3,6	85,45	2,55	0,21	11,63	0,05	0,12
455	0,02	1,1-1,15	0,21	3,6	81,18	3,55	0,54	14,34	0,23	0,17
506	0,002	1,25-1,4	0,20	3,0	57,22	0,0	0,3	41,2	1,27	0,1
570	0,007	1,7-1,9	0,18	3,5	77,01	2,69	0,22	19,19	0,83	0,07

Экспериментальное изучение динамики увеличения концентрации углеводородных газов за счет дегазации дренажных рассолов проводилась в забое наклонного съезда подземного рудника «Удачный» [2].

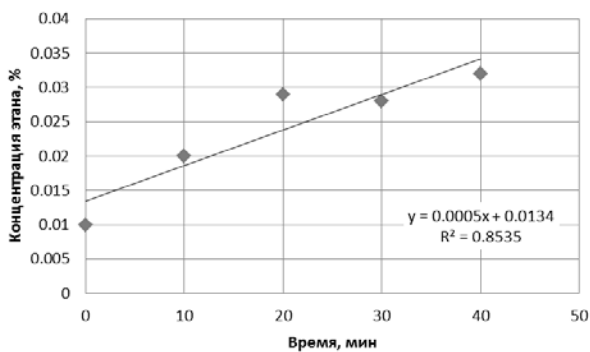
Пробы отбирались на участке, где горная выработка пересекала слабоводоносный интервал, который находится на значительном удалении от кимберлитовой трубки и высокопроницаемых зон, а водоприток в забой составлял около 2 м<sup>3</sup>/ч. Отбор воздушных проб выполнялся равномерно через 10 минут при отключенной вентиляции.

Данные опробования показали, что при незначительном притоке рассолов превышение нормируемых показателей (по сумме УВГ-газов) в воздушной смеси наступает только через 30 минут после выключения проветривания (рис. 1, а – в).

а)



б)



в)

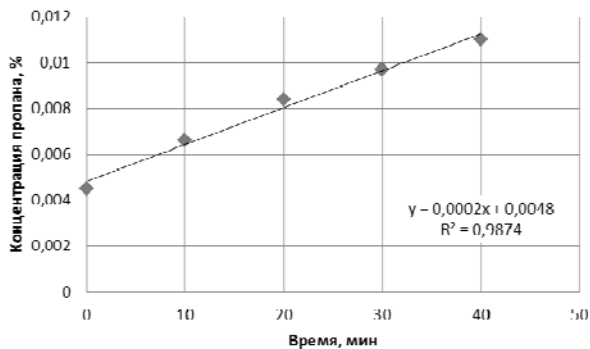


Рис. 1. Динамика увеличения концентрации УВГ за счет газовыделения из дренажных рассолов при остановке проветривания в забое наклонного съезда:  
а – метана; б – этана; в – пропана

Качественный анализ выполненных исследований показывает, что с высокой теснотой корреляционной связи ( $R^2 = 0,85 - 0,98$ ), увеличение концентрации всех исследуемых УВГ происходит линейно с течением времени. Это свидетельствует о равномерности газовыделения из рассолов и равномерным водопритоком в забой выработки.

Количественный анализ динамики газовыделения из рассолов в условиях рудника «Удачный» позволяет сделать вывод о незначительном влиянии газовыделения из рассолов на суммарную концентрацию УВГ в призабойном пространстве. Доля УВГ, выделяющихся из рассолов, не превышает 2,5-4% (в зависимости от величины заходки и диаметра ствола) от общего газовыделения в ствол, поэтому эти газы в условиях проходки стволов рудника «Удачный» не могут оказывать решающего влияния на возникновение взрывоопасной концентрации УВГ в стволе.

Исследуем зависимость газовыделения из рассолов в призабойную часть ствола с течением времени в зависимости от водопритока в ствол и параметров водоотлива (рис. 2).

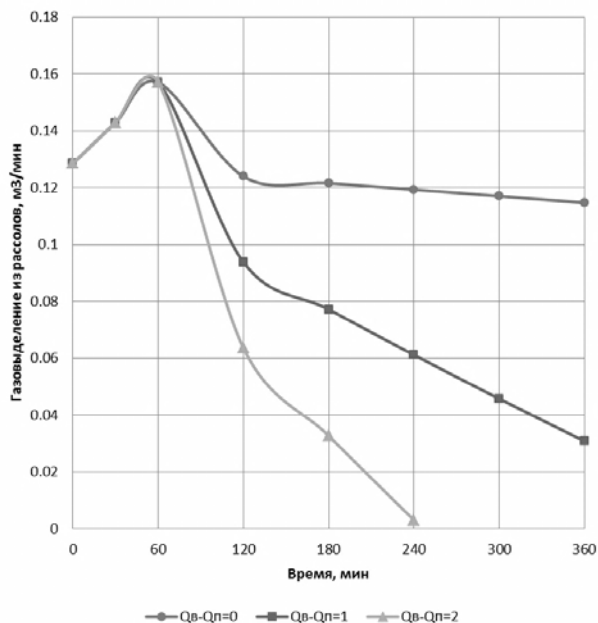


Рис. 2. Влияние производительности водоотлива на динамику газовыделения из рассолов в ствол

В качестве начала отсчета времени примем момент взрыва пород в забое ствола диаметром в проходке  $D_{\text{пр}}$ . К этому моменту забой вследствие отключения водоотлива будет подтоплен на высоту  $h$ , поэтому в момент  $t = 0$ , объем рассолов в забое ствола равен

$$V_{\text{рас}}(0) = \frac{\pi D_{\text{пр}}^2}{4} h.$$

В момент окончания взрыва  $t_{\text{взр}}$  высвобождаются рассолы, находящиеся в пустотах пород в пределах взрываемой заходки  $l_{\text{зах}}$ , объем которых можно оценить исходя из пористости пород  $W_{\text{п}}$  и параметров ствола:

$$V_{\text{рас}}(t_{\text{взр}}) = \frac{\pi D_{\text{пр}}^2}{4} l_{\text{зах}} W_{\text{п}}.$$

До начала погрузки породы в забое ствола (до начала работы бадьевого водоотлива) вследствие естественного водопритока  $Q_{\text{п}}$ , м<sup>3</sup>/ч, происходит постепенное увеличение объема рассолов в забое, что приводит к некоторому увеличению газовыделения в ствол. Технологически этот период может длиться до 30-60 мин., а в случае увеличения продолжительности проветривания из-за возгораний нефти и битума до 120 мин. и более [4, 5].

После начала погрузки породы, одновременно осуществляется водоотлив, производительность которого  $Q_{\text{в}}$ , м<sup>3</sup>/ч, должна быть выше водопритока в ствол  $Q_{\text{п}}$ .

Как следует из графиков (рис. 2), на динамику газовыделения в ствол из газосодержащих рассолов, оказывает влияние величина  $\Delta Q = Q_{\text{в}} - Q_{\text{п}}$ , определяющая количество рассолов в забое ствола в каждый период времени.

При  $Q_{\text{в}} = Q_{\text{п}}$  (верхняя кривая на рис. 2) объем рассолов в забое остается примерно одинаковым в течение всего времени погрузки и постепенное уменьшение газовыделения происходит только вследствие естественного снижения газонасыщенности рассолов.

При  $Q_{\text{в}} > Q_{\text{п}}$  снижение газовыделения происходит более интенсивно вследствие удаления части растворенных газов на поверхность средствами бадьевого водоотлива.

Однако, в условиях рудников «Удачный» и «Айхал», газовыделение из рассолов не является определяющим в возникновении взрывоопасных концентраций УВГ и развитии их воспламенений и взрывов.

#### Литература

1. Отчет о научно-технической работе «Комплекс работ по определению горючих и взрывчатых газов, выделяющихся при проходке вентиляционного вспомогатель-

- ного ствола рудника Удачный, установлению источников их выделения и разработке мер по предупреждению вспышек (воспламенений) и профилактике негативного влияния на здоровье работников». – Кемерово: ФГУП НЦ ВостНИИ, 2006. – 31 с.
2. Седури́н Н.М., Дроздов А.В. Проблемы строительства подземного рудника «Удачный»// Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГУ, 2011. – №6. – С. 25 – 33.
3. АК «Алроса». Рудник «Айхал». Проходка вертикального клетового ствола. – Шахтспецпроект. – Чертеж 3024 – ГК. – 2003.
4. Прокопов А.Ю., Склепчук В.Л. Обоснование технологических параметров вертикальных стволов, проходимых в условиях нефтегазопроявлений// Записки горного института. Т. 199. Современные проблемы геомеханики, геотехнологии и маркшейдерского дела. – СПб. – 2012. – С. 90 – 94.
5. Прокопов А.Ю., Масленников С.А., Склепчук В.Л. О структуре затрат времени при сооружении скипового ствола подземного рудника «Мир» на участке нефтегазопроявлений// Збірник наукових праць НГУ № 34, Том 1 – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2010. – С. 75 – 81.

УДК622.243

## **АДАПТАЦИЯ В ГОРНОМ ДЕЛЕ**

**Рахимбеков С.М.**

*Казахский Национальный Технический Университет им.К.И.Сатпаева, г.Алматы, Республика Казахстан*

*В статье предпринята попытка детализировать и расширить понятие «адаптация», определить механизмы её формирования и изменения (динамики), а также поднять вопросы по её методологии анализа и идентификации, а также формальному описанию.*

Горное производство отличается большим количеством элементов и связей между подсистемами, высокой степенью динамичности, наличием нефункциональных связей между элементами, воздействием различных по своему характеру помех. И самое главное процессы, проистекающие в его подсистемах, особенно природно-технического и экономико-социального содержания плохо формализуемы.

Лица, принимающие решения (ЛПР) живут и действуют в объективно существующем реальном, природном мире. Но все свои решения они принимают в соответствии со своими представлениями об этом мире, которые формируются на основании личного опыта, опыта других специалистов. Понятно, что этот опыт приобретается в процессе их деятельности путем воздействия на соответствующие объекты и изучения, исследования результатов воздействия. Природно-технические объекты, о которых необходимо создать представление и наработать опыт, в силу их специфики, а именно, трудоемкости, сложности и опасности, относятся к классу весьма сложных систем и потому эти цели во многих случаях в требуемом

объеме и качестве не достигаются. Спецификой их изучения, исследования результатов воздействия, как было отмечено, является большая продолжительность во времени, значительные размеры объектов в пространстве, частичная или полная недоступность непосредственного изучения традиционными методами и средствами, например, породного массива, который сам представляет сложную систему, как, во-первых, сложное полиминеральное природное объединение, и главное, он постоянно находится в смене фазовых состояний, которые, в свою очередь, являются следствием многочисленных факторов природных, техногенных и антропогенных воздействий. Минимизация этих отрицательных воздействий самыми различными специальными методами и способами при ведении горных работ и является целью управления.

Имеет место качественное различие типов параметров, когда параметры в технических системах имеют, как правило, строго определенные физические размерности и их формализация при этом может происходить с помощью применения строго определенных физических и математических законов. Для подсистем природно-технического и экономико-социального содержания проведение формализации подобным образом трудно реализуемо вследствие возникающих сложностей точного описания элементов, их параметров и взаимосвязей между элементами, многие факторы трудноизмеримы и между многими существуют качественные отношения, имеет место влияние случайных факторов, неточности измерения, которые также сказываются на точности прогноза планируемых и регулируемых процессов. Множество комбинаций создается множеством переменных природных, техногенных, антропогенных и других факторов.

Адекватность такого описания полностью определяется наличием достоверно выявленной функциональной взаимосвязи между состоянием объекта и управлением объектом. Если мы можем указать такую функциональную взаимосвязь, то и возможно определить параметры системы управления по параметрам объекта управления. Проектирование и дальнейшее управление в горном деле страдает неточностью в силу недостаточных априорных знаний свойств среды, и в случае недр, породного массива, это положение еще более усугубляется. Поэтому адаптация, или в общепринятом смысле - приспособление, является именно тем средством для горняка с его опытом, интуицией, искусством ведения горных работ, с помощью которого удастся исправлять недостатки проектирования и управления объектом. В то же время несколько удастся ослабить требования к процессу проектирования горного предприятия и тем самым упростить и удешевить этот весьма трудоемкий и дорогой процесс.

Понятно, что представление о возможности организации управления горным производством и всевозможных средствах его автоматизации,

давно устоялось. В ней всегда присутствовала естественная для природно-технических систем (ПТС) трактовка, означающая организацию оперативного управления ею в соответствии со складывающейся текущей горно-геологической ситуацией (обстановкой). Для горняка – технолога это означает естественную реакцию. Очевидно и то, что оценка той или иной горнотехнической ситуации чаще всего опирается у него не на вероятностно-статистические представления, а, скорее, на здравый смысл.

Необходимо, чтобы это было также естественно и для проектировщиков, призванных заниматься своим основным делом, но уже в рамках системного анализа и кибернетического, адаптационного подхода в самом широком смысле этого слова. С этой целью мы детализируем, углубляем и пытаемся расширить само понятие «адаптация», определяем механизмы её формирования и изменения (динамики), а также поднимаем вопросы по её методологии анализа и идентификации, а также формальному описанию. Вместе с тем необходимо было разобраться с понятием «система», «информация», «неопределённость», а также вопросами определения (оценки) их значимости и вариантами их учёта, именно, при решении самых различных горногеологических задач и в целом, задач информационного обеспечения систем адаптивного управления горным производством. Следует отметить, что и для ПТС имеет место необходимость выполнения так называемых условий финитности управления всеми процессами, происходящими во всех ее подсистемах, которые в свою очередь предполагают не просто перевод объекта управления (управляемой системы) в требуемое состояние с требуемым качеством, но и, что очень важно во многих случаях, к строго заданному (определённому) моменту времени. Очевидно уже, что традиционное управление и планирование в форме «ручной», обратной связи не справляется со своими функциями.

Конечно, такой подход находит свое отражение в разработке, создании и внедрении автоматических и автоматизированных систем управления. С каждым годом уровень развития аппаратно-программных компонентов АСУ горным производством, как показывает обзор отечественных и зарубежных источников научно-технической информации, позволяет им медленно, но верно выполнять не только функции контроля и управления, связанные со сбором, хранением, обработкой, документированием поступающей информации и проведением относительно несложных расчётов по формированию управляющих воздействий, но также и осуществлять решение задач анализа состояния и качества функционирования управляемых подсистем в реальном масштабе времени, в режиме активного диалога с оператором. Именно, все более широкое использование методов оптимизации, адаптации и интеллектуализации при построении и организации функционирования АСУ позволит добиться удовлетворения постоян-



но возрастающих требований по устойчивости и эффективности их функционирования в различных условиях.

В целом, имеет место сложнейшая задача (изысканий, строительства, эксплуатации), создания единой системы, функционирующей в оптимальном, по некоторым фиксированным критериям, режиме.

Изменение любого из большого количества влияющих факторов, зачастую, приводит к нарушениям нормально запроектированного технологического режима. В этих условиях разработка и внедрение гибких управляемых, адаптированных технологических процессов, позволяющих быстро реагировать на происходящие изменения, является новым направлением в технической политике проектирования. Таким образом, в горной технологии изначально должны быть заложены элементы управления, элементы управляемости, адаптации, что в существующей практике не имеет места в основном, по экономическим и техническим причинам. Основная цель изучения процессов адаптации относительно горнотехнических комплексов должна состоять не в противопоставлении понятий, понятийных аппаратов биологов и социологов и горных инженеров, а в попытке отыскания причин и механизмов гибкости процессов адаптации в биологических и социальных системах с целью их перенесения в горнотехнические системы. По-существу, работа горняка в ряде практических случаев выработки технологических решений схожа с алгоритмом пошагового метода поисковой оптимизации в обстановке помех, связанных с неопределенностью среды и объекта. Без этой приспособленческой, постоянной стратегии поиска решений ему было бы совершенно невозможно эффективно управлять сложным горнотехническим объектом (простым - можно), т.е. цели не достигались бы. Конечно, проще ситуация при управлении простыми объектами, типа объектов автоматического регулирования проветриванием или водоотливом.

Поэтому единственным выходом является реагирование самих управляющих воздействий на изменения параметров объекта и характеристик внешней среды приспособлением, а именно, путем изменения структуры и параметров регулятора с целью обеспечения стабильности функционирования объекта. Это и есть адаптация. Это и происходит на горнотехнических объектах. Управление горнотехническим объектом эффективно настолько, насколько задействован этот механизм. Другими словами насколько точно, надежно и своевременно осуществлено прогнозирование возможных изменений состояния подсистем природно-технического и экономико-социального содержания для отклика или упреждающих воздействий со стороны управленческого звена предприятия. Насколько эффективно функционирование этого механизма на шахте, руднике, карьере, настолько устойчивее и производительнее их работа.

В пользу развиваемого данного тезиса следует отнести развитие сегодняшних геотехнологий, которое можно также классифицировать как адаптивную эволюцию с выраженным приспособленческим характером. Результаты просматриваемых нами исследований в литературных и других источниках показывают дальнейшие перспективы путей прослеживания эволюции рудообразования от сформированного массива, от залежи полезного ископаемого к обеспечению доступности к обособленному полезному компоненту залежи, изменения самого характера добычи, от «куска» к частицам полезного минерального сырья. Тем более, что разделение многокомпонентных ископаемых на отдельные ценные составляющие (и пустую породу) принципиально осуществляется на разных стадиях его добычи и переработки.

Горняку приходится создавать систему, технологию, объект управления (как бы мы предмет исследования не называли), при значительной априорной неопределенности об условиях ее функционирования. Есть даже парадоксальная, изредка, но встречающаяся ситуация в управлении горными предприятиями, а сейчас и в управлении горнорудными компаниями. Повышение эффективности горным предприятием путем внедрения различных автоматизированных систем управления входит в ряде случаев в противоречие с прозрачностью функционирования предприятия, что часто выражается проблемой отсутствия оперативного доступа к данным о работе горнорудной компании или недостаточностью таковых. Чего греха таить, мы закрываем глаза на все это, проводя осреднение по этой неопределенности. Такое осреднение природной среды сродни оценке состояния больных в палате по средней температуре (высказано академиком АН СССР М.И. Агошковым на одном из горных форумов). В таком случае все принимаемые горнотехнические решения не оптимальны, не отвечают действительному состоянию объекта управления, среды. Вся система функционирует далеко не в оптимальном взаимодействии, начисто отсутствует синергетическое начало взаимодействующих подсистем.

Управление в указанных подсистемах горнотехнического объекта по усредненным характеристикам алогично, не дает должного эффекта: пока оно ведется для некоторого  $t$ -го момента времени, изменяются и сама система, и ее внешняя, окружающая среда, функционирующая в жестком нестационарном, стохастическом режиме. Четко определить и формализовать какие-то ограничения или выбрать целевую функцию просто невозможно на всей плановой траектории и таким образом математическая формализация процесса управления на всей плановой траектории при этом ведет к построению модели, не являющейся адекватной реальному функционированию горнотехнического объекта. Напрашивается итерационный подход к методу проектирования не на всей траектории, а на определен-

ных интервалах времени  $[t_k, t_{k+1}]$ . В каждый ее момент времени производится оценка значений ее параметров по данным входных и выходных переменных. Именно таким образом проектируется модель с гибкой структурой и параметрами, то есть, такая адаптивная модель, описывающая процесс, в которой изменяются структура и параметры в соответствии с изменениями характеристик процесса при функционировании.

Конструктивные параметры разработки и в целом применяемая технология даже в пределах одного очистного блока, должны определяться с учетом специфики горно-геологических условий. В каждом конкретном случае эту специфику необходимо не только выявлять, но и описывать в формализованном виде, удобном для внесения соответствующих корректив в планы ведения горных работ и выбор технологии.

Такое направление наших исследований позволили сформулировать тезис о том, что для идентифицирования свойств и специфики объекта, а также выбора основы для моделирования месторождения следует принять моделирование информации, служащей отображением всей физической конструкции месторождения. При этом было установлено, что наиболее сложный уровень выполнения функций лиц, принимающих проектные или технические решения (ЛПР) это построение новых видов процедур, позволяющих объединить прогнозы наиболее оптимальным образом и таким образом осуществить оптимальное конструирование всей цепочки технологии добычи полезного ископаемого.

В результате, для данной задачи оптимизации конструктивных параметров разработки очистного блока, было создано программное обеспечение, которое учитывает всю поступающую информацию и записывает ее в базу данных. В автоматизированном режиме производится моделирование изменчивости среднего содержания и мощности жил, а также поиск решения по оптимальной расстановке блоков на этаже с учетом природных факторов.

Анализируя существующие направления развития горной технологии мы посчитали, что все же следует выбрать в качестве отправной подсистемы для этих целей некоторую базовую – технологическую, содержащую основные, влияющие параметры горной технологии. Такая подсистема будет «ядром» оптимизации всей горнотехнической системы. В качестве практической апробации такой альтернативы, нами разработана модель оптимизации основных конструктивных параметров размещения блоков. Модель реализована для конкретного жильного месторождения. Решение данной задачи позволяет учесть любое информационное многообразие и нестабильность основных параметров оруденения в пространстве. В ней поставлена и решена задача, которая органично связана с проблемой оптимизации технических решений по обработке месторождений и, в частно-

сти, выбором наилучшего варианта размещения добычных блоков на отработываемом этаже с установлением наивыгоднейших их длин.

Совершенно новым является исследование закономерностей взаимодействия горных работ в сложных изменчивых условиях природной среды с учетом основных, влияющих горно-геологических и горнотехнических параметров и создания на ее основе вполне конкретных научно-методических положений по оптимизации ведения горных работ. Научный вклад обозначен также в впервые применяемом приеме моделирования рудного месторождения с позиций уточнения периодического, либо почти периодического характера изменчивости основных параметров оруденения и использования этих выявленных закономерностей для практической задачи формирования рациональных вариантов технологических решений.

Есть еще одна целевая сторона данного исследования. В настоящее время практически во всех сферах человеческой деятельности все шире ощущается потребность в высококвалифицированных управленческих кадрах. В соответствии с этой потребностью в вузах страны в рамках той или иной специальности, постоянно ищутся варианты увеличения качества выпускаемых специалистов по оптимизации, моделированию и близких к ним направлений. Регулярно издаются книги по управлению, оптимизации, моделированию и, в особенности, в разрезе развивающихся современных информационных технологий. В то же время мы все лучше понимаем необходимость целостного охвата различных технических задач. Анализ традиционных программ высших технических учебных заведений дает достаточное основание утверждать, что в них преобладает частный подход в изучении технических проблем. В них недостает таких общетехнических дисциплин, которые могут быть основой комплексного поиска необходимых решений в процессе оптимизации техносферы – непрерывно расширяющегося и усложняющегося комплекса технических средств.

Умение составлять и исследовать адекватные математические модели реальных ситуаций и, в целом реализация математического подхода, есть результат совместной работы математика и горняка-пользователя. Таким образом, качественная подготовка горного инженера в современных условиях предусматривает освоение знаний по моделированию горнотехнологических процессов и больших природно-технических систем, способам адаптации всевозможных теоретических построений (моделей) к практическим горнотехнологическим задачам и их применимости к особенностям тех или иных месторождений. Вместе с тем есть еще одна важная сторона подготовки специалистов.

Методологии творческой деятельности горного инженера в техническом и технологическом планах не придается какого либо серьезного внимания, она недостаточно хорошо представлена и описана, несмотря на

повышение интереса к этой области науки, в целом. Наше внимание объясняется, прежде всего, тем, что мы считаем, что полноценная инженерная деятельность горняка в наше время может быть обеспечена лишь на базе широкого образования, включающего не только чисто фундаментальную техническую и физико-математическую, но и столь же основательную методологическую подготовку в области горной техники и технологии. Методологическая подготовка позволяет должным образом ориентироваться в непрерывно обновляющемся многообразном мире горной техники и технологии, позволяет привлечь наиболее удачные решения межотраслевых задач.

Понятно, что для подготовки и повышения квалификации горных инженеров в методологическом плане, для преодоления неудовлетворительного положения в этой области необходима соответствующая научная и учебная литература.

Другими словами необходимо более энергично вводить учащихся горняков в круг понятий о сложной системе, определений и методов теории моделирования, управления и адаптации, показать их возможности для анализа и синтеза природно - технической системы с обязательным учетом ее специфики.

УДК 622.271.332

## **ПРОГНОЗИРОВАНИЕ И ОПЕРАТИВНЫЙ АНАЛИЗ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ**

**Семёнова М.В., Ганцовский Е.И.**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск*

*В статье рассматриваются вопросы прогнозирования и анализа устойчивости откосов уступов и бортов карьеров.*

При добыче рудного и нерудного сырья немаловажную роль играют значения величины углов откосов уступов, отвалов и склонов. Нахождение оптимальных параметров откосов уступов остаются актуальными и сегодня. При решении вопросов выбора рациональной конструкции бортов карьеров часто возникает необходимость в оперативной оценке устойчивости их откосов. Степень устойчивости бортов карьеров характеризует безопасность работ и тесно связана с технологией отработки месторождения.

Решение таких задач является комплексным и трудоемким, поэтому очевидна необходимость в применении современных средств для оперативного анализа и прогноза устойчивости. Несомненным лидером в данной сфере является программный продукт GeoStudio, а в частности программный модуль GeoSlope.

Используя данную программу, был смоделирован ряд ситуаций, отражающих сложные горно-геологические условия.

Рассмотрим моделирование ситуации, которая отражает влияние высоты высачивания ( $H_v$ ) на коэффициент устойчивости ( $K_y$ ) обводненного уступа. Принцип исследования: зададимся фиксированным углом и высотой исследуемого откоса, а также мощностью водоносного горизонта и последовательно изменяя высоту высачивания, продолжим вычислительный эксперимент для других моделей уступов, исследуя при этом состояние устойчивости массива, характеризуемого коэффициентом устойчивости. Получим значение коэффициента устойчивости и графическое отображение критической поверхности скольжения.

Моделируя 3 профиля откоса, с высотой  $H_y=13$  м,  $H_y=15$  м,  $H_y=17$  м и углом откоса уступа  $\alpha=45^\circ$  были получены соответствующие зависимости, отображенные на графике (рис. 1).

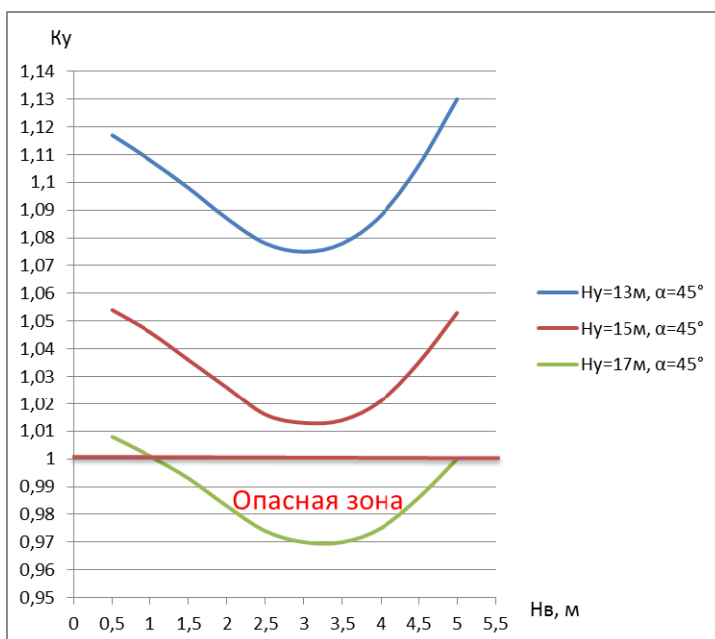


Рис. 1. Зависимость коэффициента устойчивости от влияния высоты высачивания воды обводненного уступа

Из результатов вычислительных экспериментов исследования влияния высоты высачивания воды на коэффициент устойчивости обводненного уступа видно, что с увеличением высоты высачивания воды коэффициент устойчивости до определенного значения снижается, а затем увели-

чивается. Это означает, что при больших значениях высоты высачивания подземных вод вода действует как пригрузка, т.е. происходит смещение в сторону увеличения сил удерживающих призму возможного обрушения. Область на графике, где коэффициент устойчивости меньше единицы назовем «Опасная зона». В пределах этой области находятся значения угла и высоты уступа, соотношение которых дает коэффициент устойчивости меньше единицы, что небезопасно.

Также с помощью программы GeoSlope были исследованы величины допустимых углов откосов для месторождения цементного сырья «Коммунарское» карьера «Высокое». Исследования проводились с учетом коэффициента структурного ослабления. В результате были рассчитаны величины допустимых углов откосов при заданных условиях.

Следует отметить, что расчет производился по методу плоского откоса, предложенному профессором Г.Л. Фисенко. В результате были определены допустимые углы откосов бортов в зависимости от категории пород по трещиноватости. Результаты расчетов допустимых углов были подтверждены программой GeoSlope.

С устойчивостью горных сооружений связаны вопросы безопасности ведения горных работ, а также экономические показатели. Завышение значений углов могут привести к возникновению различного рода аварийных ситуаций (оползней, обрушений и т.д.) и ситуаций, представляющих опасность для работы людей и механизмов, а уменьшение величины углов всего на несколько градусов приводит к увеличению объемов горных работ на миллионы кубических метров.

Таким образом, применение геоинформационных технологий и компьютерного моделирования способствует оптимизации геометрических и физико-механических параметров горных выработок, а также позволяет ускорить процесс определения наиболее подходящей конструкции борта карьера.

#### Литература

1. Арсентьев А.И., Букин И.Ю., Мироненко В.А. Устойчивость бортов и осушение карьеров. Учебник для вузов.- Недра.- Москва, 1982.- 165 с.
2. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров.- ВНИМИ.- Ленинград, 1972.
3. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В. Проектирование карьеров: Учеб. для вузов: В 2 т. – 2-е изд., перераб. и доп. – Издательство Академии горных наук.- Москва, 2001. – 519 с.
4. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов.- Недра.- Москва, 1965.
5. GeoStudioTutorials.Includes student edition lessons. First edition. - May 2004, - 485с.

**Соколовский В.В.**

*Тульский государственный университет, Тула, Россия*

*Проведена оценка состояния сырьевой базы в целом по России, в том числе по Восточной Сибири и Дальнему Востоку. Приведены прогнозные оценки по ряду показателей.*

На сегодняшний день Россия располагает достаточно хорошей сырьевой базой. По нефти мы занимаем третье место в мире, по газу - первое. Тем не менее существует много актуальных проблем, требующих оперативного решения.

Согласно "Энергетической стратегии России на период до 2020 года" годовой объем добычи нефти в Восточной Сибири и Республике Саха (Якутия) должен составить 50-80 млн т, на Дальнем Востоке – 25-26 млн т, а прирост ее запасов в этих регионах необходимо довести минимум до 1,0-1,2 млрд. т.

На территории Сибирской платформы в небольшом объеме ведутся опытно-промышленная разработка отдельных месторождений нефти и добыча газа в локализованном Норильском районе (около 5 млрд. м<sup>3</sup> в год) и Республике Саха (Якутия) (около 1,6 млрд. м<sup>3</sup>).

Европейская часть России уже введена в разработку: Северо-Кавказская нефтегазоносная провинция выработана более чем на 90 процентов, также вырабатываются запасы Волго-Уральской провинции, менее - Тимано-Печорской, но большие объемы добычи и ресурсов у Западно - Сибирской нефтегазоносной провинции.

Сегодня практически не осваиваются, не разрабатываются углеводородные ресурсы нефтегазоносной провинции Восточной Сибири и в целом шельфы северных, дальневосточных, южных морей.

Оценив суммарные ресурсы в целом по России, очевидно, что на первом месте Уральский федеральный округ. Это Ямал, Хартыга и Тиман. По газу здесь ситуация более или менее благополучная: разведанные запасы, есть резерв, оцененный запас, это еще ресурсы, по данным ученых. И если проводить работы, можно открыть месторождения и перенести в запасы.

Если говорить о Приволжском федеральном округе по нефти, видим, что больше половины запасов выработано. Есть еще небольшие запасы, и ресурсов не так много.

Необходимо отметить, что касается шельфов морей, то здесь добычи на сегодня нет. Запасы небольшие. Оцененные запасы тоже небольшие. Но ресурсы есть, это 12,2 % в целом по России. Что касается газа, то шельфы морей находятся на втором месте.



Сибирский федеральный округ. По нефти — 4,6 %, получается, у нас здесь добычи нет. Запасов мало. Сырьевая база, работает, ресурсы есть.

По газу ситуация лучше: если взять вместе Сибирь и Дальний Восток, предполагаем, что это следующий район первоочередных работ, который при проведении определенных объемов работ может дать запасы, и можно проводить добычу.

Разработана долгосрочная государственная программа проведения геологоразведочных работ, в которой указаны приоритетные направления, в приоритетные направления включены Восточная Сибирь, Дальний Восток, Западная Сибирь и шельфы морей.

Если брать Восточную Сибирь и Дальний Восток, то только регионы, которые попадают в центры нефтегазодобычи, то есть Красноярский край, Эвенкия, Иркутская область и Республика Саха (Якутия). Как видно, по нефти уже имеются запасы до 600 млн. тонн и по газу — 3 миллиарда и 2,7. То есть необходимо начинать работать, приступать к освоению ресурсов [3, 4].

Иркутская область, юго-запад Якутии, Красноярский край, Эвенкия — это та территория, куда направлены главные объемы финансирования геолого-разведочных работ (ГРР) и лицензирования. Включены прежде всего там, где будет сформирован центр нефтегазодобычи - первый центр нефтедобычи Юрубчено-Тохомский в комплексе с Талаканско-Верхнечонским, Ковыктинский и Чаяндинский.

Наиболее крупные месторождения, которые могут являться базовыми для начала формирования центра нефтегазодобычи: Талаканское, Верхнечонское, Юрубчено-Токомское - для нефтедобычи. По газу это Чаяндинское и др. Но, возле этих месторождений также могут вовлекаться более мелкие и будущие спутники, которые будут открываться.

Усилия государства и недропользователей сконцентрированы главным образом на проблеме подготовки и освоения нефтяных ресурсов Восточной Сибири и Республики Саха (Якутия). Это обусловлено рядом обстоятельств, которые в первую очередь связаны с необходимостью обеспечения экспортных поставок нефти на перспективный для России рынок стран АТР с учетом существующих рисков дефицита сырьевой базы, требуемой для заполнения трубопроводной системы ВСТО.

Прогнозные объемы нефтедобычи в рамках Программы определяются этапами загрузки трубопроводной системы ВСТО, проектирование и строительство которой осуществляет ОАО "Транснефть". В табл. 1 приведены заданные ориентиры по темпам добычи нефти исходя из необходимости заполнения экспортного трубопровода в соответствии с очередностью строительства, регламентируемой ОАО "Транснефть". При этом по планируемому нефтепроводу будет поставляться нефть восточно- и западно-сибирских месторождений. На начальных этапах скорейший выход

нефтепровода на проектную мощность предполагается осуществить в значительной мере за счет нефти месторождений Западной Сибири и Большехетской зоны Красноярского края, поставляемой из системы западно-сибирских нефтепроводов в систему ВСТО в объеме до 24 млн т/год. Для обеспечения такого объема поставок западно-сибирской нефти необходимо скорейшее начало освоения нераспределенного фонда недр на территориях, прилегающих к системе действующих нефтепроводов от Западной Сибири до Иркутска (Александрово – Усть-Тымский район на юго-востоке Западной Сибири). Из Большехетской зоны компания ОАО "НК "Роснефть" будет осуществлять поставки с Ванкорского месторождения, для чего ведется прокладка нефтепровода протяженностью 550 км до Пурпе [4].

Таблица 1. Прогноз объемов поставок нефти по трубопроводной системе ВСТО до 2025 г.

Показатели	Значение показателей по годам, млн т					
	2009	2010	2011	2015	2020	2025
<b>Всего</b>	9,0	23,2	42,6	61,3	80,0	80,0
<b>В том числе:</b>						
нефтепроводный транспорт, всего	–	–	42,6	61,3	80,0	80,0
комбинированный трубопроводно-железнодорожный транспорт, всего	9,0	23,2	–	–	–	–
<b>В том числе:</b>						
из Западной Сибири	5,0	10,0	24,0	24,0	24,0	–
из Восточной Сибири	4,0	13,2	18,6	37,3	56,0	80,0
Добыча по Программе, 2007 г.	7,0	10,1	13,7	38,0	56,2	80,0

Начало интенсивной разработки Талаканского и Верхнечонского месторождений, рядом с которыми пройдет трасса нефтепровода, планируется к завершению первого этапа строительства системы ВСТО – в конце 2008 г. Предполагается также построить нефтепроводы-отводы от Юрубчено-Тохомского и Куюмбинского месторождений. Таким образом, в 2009 г. могут быть начаты поставки нефти в систему ВСТО с базовых месторождений Восточной Сибири, добыча нефти на которых к 2015 г. достигнет 30 млн т, а вместе с соседними более мелкими месторождениями – 37 млн т. К 2025 г. поставки восточно-сибирской нефти должны полностью заменить нефть Западной Сибири.

По разным оценкам социально-экономический эффект от освоения нефтегазовых ресурсов Восточной Сибири и Республики Саха (Якутия) в зависимости от степени вовлечения в эксплуатацию нефтяных и газовых ресурсов составит от 840 до 3000 млрд р., в том числе 330-1900 млрд р. –

косвенные эффекты в смежных отраслях.

Таким образом, формирование Восточно-Сибирского нефтегазового комплекса – обязательное условие эффективного функционирования нефтепроводной системы ВСТО в долгосрочной перспективе. В настоящее время сырьевой потенциал нефтедобычи Восточной Сибири позволяет обеспечить длительную и стабильную добычу нефти на уровне 30-50 млн т. Однако для реализации проектов с годовой добычей выше 25 млн т необходимо резкое наращивание объемов ГРП на нефть на территории Восточной Сибири. При этом ГРП, планируемые и проводимые всеми участниками развития комплекса, должны подчиняться единой стратегической цели – ускоренной подготовке запасов нефти для обеспечения строящейся системы ВСТО.

#### Литература

1. Герт А.А. ПК "Стратегия" как инструмент оценки финансово-экономической эффективности геолого-разведочных работ / А.А.Герт, В.А.Антонов, К.Н.Волкова, О.Г.Немова // Технологии ТЭК. – 2004. – № 5. – С. 88-93.
2. Конторович А.Э. Сибирские горизонты / А.Э.Конторович, А.Г.Коржубаев // Нефть России. – 2005. – № 9. – С. 8-14.
3. Сапун А. Политический маршрут Ванкора // Нефтегазовая вертикаль. – 2005. – № 14. – С. 62-63.
4. <http://www.geoim.ru/content/view/585/284/>

УДК 621

### **ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ РАЦИОНАЛЬНОГО ОСВОЕНИЯ МЕДНО-КОЛЧЕДАНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

**Тулубаева М.Ф., Горбатова Е.А., Колесатова О.С.**

*Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова*

*В статье произведена количественная оценка изменчивости медно-цинковой минерализации по направлениям скважин в пределах исследуемого рудного тела, что позволяет учитывать закономерную и случайную составляющие наблюдаемой изменчивости. Установлен интервал опробования.*

Развитие минерально-сырьевой базы приобретает особое значение в общем комплексе вопросов индустриального развития России. В связи с этим возникает необходимость неуклонного роста и качественного улучшения минерально-сырьевой базы, роста эффективности горнодобывающих отраслей промышленности.

Наращивание объемов добычи осуществляется путем интенсификации и концентрации горных работ на действующих предприятиях. Поэтому возникает проблема разработки новых прогрессивных методов изуче-

ния строения месторождений с целью наиболее полного и экономичного извлечения запасов.

В тоже время освоение новых месторождений требует больших капитальных вложений. Тенденция роста затрат на разведку и эксплуатацию месторождений является следствием усложнения как геологических характеристик самих месторождений, так и применяемой современной комплексной механизации. Поэтому риск разработки месторождения, не удовлетворяющего потребности отвлечения значительных ресурсов, существенно возрос.

Правильное решение вопросов освоения месторождений во многом зависит от полноты и качества материалов, полученных в процессе разведки и изучения месторождений. Геолого-промышленная оценка залежи полезных ископаемых предусматривает правильное определение количества и качества разведанных запасов, требует сбора и обработки такого материала, который был бы достаточным для составления технически правильного и экономически обоснованного проекта освоения месторождения. Эти требования ставят перед геолого-маркшейдерским обеспечением горных предприятий все более сложные задачи.

Непременным условием научной обоснованности планирования и рационального ведения горных работ является использование достоверной горно-геометрической информации и составленных на ее основе прогнозов размещения количественных и качественных показателей при формировании горно-технологических планов. Прогнозные данные в значительной степени определяют экономическую перспективность разработки месторождений. Однако традиционно применяемые методы математического и геометрического моделирования, а также прогнозирования качественных и структурных показателей месторождений со сложным геологическим строением не всегда дают результаты, удовлетворяющие требованиям технологических служб горного предприятия. Поскольку результаты геометризации, полученные различными методами обработки исходной геолого-маркшейдерской информации, иногда имеют существенные различия. Все это не может не отразиться на результатах прогнозирования, поскольку прогнозы, составленные по данным, приближенно характеризующим действительную функцию размещения показателей, будут еще в большей степени приближительными. Поэтому решение вопросов, связанных с геометризацией месторождений полезных ископаемых и разработкой теоретических положений прогнозирования размещения геологических показателей для планирования горных работ, по-прежнему является актуальной научной проблемой.

Качественную характеристику месторождения, физические и химические свойства полезного ископаемого, а также количественное и про-

странственное размещение в нем полезных и вредных компонентов определяют путем непосредственных или косвенных измерений, опробования и химических анализов проб с последующей статистической обработкой и графическим изображением результатов. Комплексное изучение свойств вещества залежи проводят на всех стадиях геологоразведочных и эксплуатационных работ.

В зависимости от поставленных задач опробование подразделяют на химическое, техническое, технологическое и минералогическое. В разведочных и горных выработках пробы берут через некоторые промежутки (интервалы), которые для разных месторождений различны. Интервалы между пробами зависят главным образом от степени неравномерности оруденения, от степени изменчивости изучаемого признака.

При определении частоты опробования учитывают изменчивость показателей, а также затраты времени и средств на отбор, обработку и аналитическое исследование проб. Чрезмерно редкая сеть опробования для ряда месторождений может привести к недопустимо большим отклонениям получаемой качественной характеристики от действительной. Следовательно, в каждом конкретном случае необходима оптимальная величина интервалов опробования.

На медно-колчеданном Камаганском месторождении проводилось опробование по скважинам рудного тела 1.

Характеристика скважин приведена в табл. 1.

Таблица 1 – Характеристика скважин

№	Номера скважин	Координаты устья скважины, м			Глубина скважины, м	Азимут, град
		У	Х	Z		
1	2274	445643,42	191151,61	368,36	140	270
2	2277	445680,68	191327,69	368,40	230	270
...	...	...	...	...	...	...
33	2307	445696,49	191048,61	367,20	90	270
34	2317	191006,24	445711,76	369,18	90	165
35	2319	191006,94	445689,26	370,10	90	180

По результатам химического опробования медно-колчеданных руд было установлено содержание полезных компонентов – меди и цинка по разведочным выработкам. Интервал опробования от 0,5 до 2 м. Результаты опробования по скважине №2277 представлены в табл. 2.

Таблица 2 – Результаты опробования скважины 2277

Расстояние от устья скважины, м	Содержание, %	
	Меди	Цинка
57,0	0,08	1,44
58,0	0,03	0,51
59,0	0,02	0,44
60,0	0,02	0,35
61,0	0,03	1,12
61,9	0,06	1,98
63,9	0,02	0,39
65,9	0,08	1,84
67,4	0,11	2,91
68,9	0,08	3,62

По результатам опробования были построены кривые изменения содержания меди и цинка по скважинам. На рис. 1 представлены кривые изменения содержания компонента по скважине №2277. Аналогично были построены кривые изменения содержания компонента по остальным скважинам.

На рис. 1 наблюдается общая направленность кривых, характеризующие связь между показателями месторождения, с глубиной увеличивается содержание меди и цинка.

Под изменчивостью геологических показателей понимают обусловленное генезисом месторождения изменение значений показателей в соседних точках замера.

Изменчивость показателей оказывает большое влияние на методику геологоразведочных работ, геометризации месторождений, а также подсчет запасов. С изменчивостью показателей связывают определение плотности разведочной сети, густоты точек опробования, необходимой для выявления пространственного размещения свойств залежи и подсчета запасов с требуемой степенью точности.

Изменение состояния месторождения обычно определяют по тем показателям, с которыми связаны наибольшие погрешности определения запасов полезного ископаемого, или по показателям, изменчивость которых существенно влияет на технологию разработки месторождения.

При опробовании месторождения фиксируется наблюдаемая изменчивость, зависящая от природных и методических факторов, технических погрешностей замеров. Наблюдаемая изменчивость включает в себя закономерную и случайную составляющие.

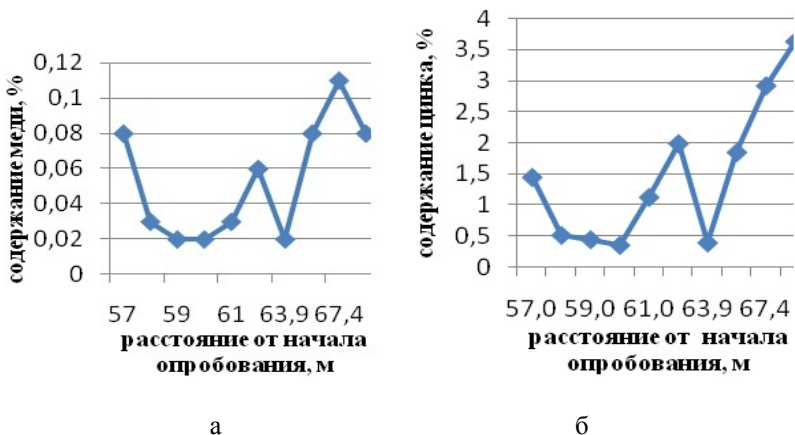


Рис. 1. Кривые изменения содержания компонента по скважине 2277:  
а – меди; б - цинка

Закономерная составляющая изменчивости не связана с методами наблюдения, она определяется генезисом месторождения и характеризует выявленный при разведке тренд значений размещения показателей. Случайная составляющая изменчивости отражает технические погрешности замеров и «природный шум» (не выявленные при разведке закономерности размещения).

На каждом этапе разведки закономерная и случайная составляющие наблюдаемой изменчивости находятся в определенном соотношении.

Произведем количественную оценку изменчивости медно-цинковой минерализации по направлениям скважин в пределах исследуемого рудного тела (вариограммный анализ). Данный анализ позволяет учитывать закономерную и случайную составляющие наблюдаемой изменчивости.

Ниже приведен пример рассчитанной вариограммы для значений содержания меди и цинка в руде, замеренных по скважинам с интервалом опробования 1,5 м по формуле:

$$Y_L = \frac{1}{2(N-L)} \sum_{i=1}^{N-L} (x_{i+L} - x_i)^2,$$

где  $x_i$  – значение показателя в ряде замеров;

$N$  - количество замеров;

$L$  - лаг или число интервалов между соседними значениями ряда.

Эмпирическая структурная функция строится по расчетным точкам при различных значениях лага. Количественная оценка изменчивости показателя цинка по разведочной скважине №2277 с интервалами опробования 1,5 (L=1) и 3м (L=2) составляет  $\gamma(1)=0,499$  и  $\gamma(2)=0,606$ . При интервале опробования 1,5 м случайная составляющая наблюдаемой изменчивости составляет 45 %, а закономерная составляющая – 55 %. Критическим интервалом опробования является 6 м. Закономерность размещения меди не выявляется.

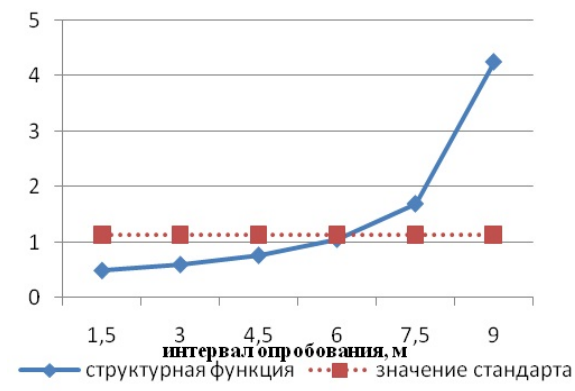


Рис. 2. Количественная оценка изменчивости показателя цинка по разведочной скважине 2277

На Камаганском месторождении проведено скважинное опробование рудного тела 1. По результатам химического опробования руд были построены кривые содержания меди и цинка по выработке, то есть по направлению. При опробовании фиксируется наблюдаемая изменчивость, которая включает в себя закономерную и случайную составляющие. Была произведена количественная оценка изменчивости по направлению скважин. Таким образом, полученные результаты указывают, что интервал опробования не должен превышать 1,5 м.

#### Литература

1. Аглиуллина Е.Р., Горбатова Е.А., Колесатова О.С. Геометризация качественных показателей Узельгинского месторождения // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 69-й научно-технической конференции. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск.гос.техн.ун-та им. Г.И.Носова, 2011. – Т.1. – с. 38- 40.
2. Букринский В. А. Геометрия недр: Учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 2002. – 549 с.
3. Букринский В.А. Геометризация недр. Практический курс: Учебное пособие для вузов. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – 333 с.: ил.



## ПРИМЕНЕНИЕ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ПОДХОДА ДЛЯ ОЦЕНКИ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА ПРИ РАЗРУШЕНИИ СКАЛЬНЫХ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД

**Фролов А.А.**

*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт», Украина*

*Предложено для оценки действия взрыва в скальных горных породах использовать величину энергетического потока. Установлено, что энергетический поток в любой точке горного массива будет прямо пропорционален напряжению, возникающему в породе при прохождении волны напряжения, и давлению на фронте ударной волны при взрыве.*

При распространении волны в пространстве от любого источника происходит также и распространение энергии, поскольку частицы среды, участвующие в колебательном движении, получают энергию от волны [1].

Предположим, что источником энергии является взрыв заряда взрывчатого вещества (ВВ). В результате его действия образуется ударная волна, которая в горном массиве скальных пород переходит в волну напряжения. Поскольку скальная горная порода считается упруго деформированной средой, то объемная плотность упругой (потенциальной) энергии в любой точке пространства будет равна:

$$w_n = \frac{1}{2} E \varepsilon^2, \quad (1)$$

где  $\varepsilon$  – относительная деформация среды;  $E$  – модуль упругости.

При прохождении волны напряжений по горному массиву каждая единица объема будет характеризоваться также и кинетической энергией, плотность которой определяется как:

$$w_k = \frac{1}{2} \rho v^2, \quad (2)$$

где  $\rho$  – плотность среды (массива горных пород);  $v$  – скорость смещения частиц среды в волне, распространяющейся в пространстве.

Таким образом, плотность полной энергии составляет:

$$w = w_n + w_k = \frac{1}{2} E \varepsilon^2 + \frac{1}{2} \rho v^2. \quad (3)$$

Учитывая, что значение динамического модуля упругости  $E$  в идеально упругой среде определяется как

$$E = \rho c_l^2, \quad (4)$$

где  $c_l$  – скорость распространения продольных волн напряжений, то уравнение (3) запишется:

$$w = \frac{1}{2} \rho (c_l^2 \varepsilon^2 + v^2). \quad (5)$$

В дифференциальной форме (5) будет иметь вид [2]:

$$w = \frac{1}{2} \rho \left[ c_l^2 \left( \frac{\partial \xi}{\partial x} \right)^2 + \left( \frac{\partial \xi}{\partial t} \right)^2 \right]. \quad (6)$$

где  $\xi$  – смещение частиц среды.

Согласно [3], обе составляющие, находящиеся в скобках, в каждой точке пространства равны между собой и изменяются синфазно. Поэтому среднее значение объемной плотности энергии можно записать в виде

$$w = \rho \left( \frac{\partial \xi}{\partial t} \right)^2. \quad (7)$$

Поскольку энергия распространяется в среде вместе с ее возмущением, то для характеристики этого распространения введено понятие энергетического потока, под которым понимают количество энергии, переносимой волной через определенную поверхность  $S$  в единицу времени:

$$\Phi = \frac{dW}{dt}, \quad (8)$$

где  $dW$  – энергия, переносимая волной напряжения через определенную поверхность за время  $dt$ .

Энергетический поток в разных точках поверхности  $S$  может иметь различную интенсивность, которая характеризуется плотностью потока энергии  $j$ , т.е. потока энергии через единичную поверхность площадки, перпендикулярной направлению переноса энергии:

$$j = \frac{d\Phi}{dS}. \quad (9)$$

Если принять, что энергия переносится через элементарный объем цилиндра  $dV$  с площадью основания  $dS$  и образующей длиной  $c_l dt$  (где  $c_l$  – скорость переноса энергии или скорость распространения продольных волн напряжений) (см. рисунок), т.е.

$$dV = c_l dt dS, \quad (10)$$

то энергия, которая содержится внутри этого цилиндра, будет равна:

$$dW = w c_l dt dS \cos \alpha. \quad (11)$$

где  $\alpha$  – угол между нормалью  $\mathbf{n}$  и направлением потока энергии.

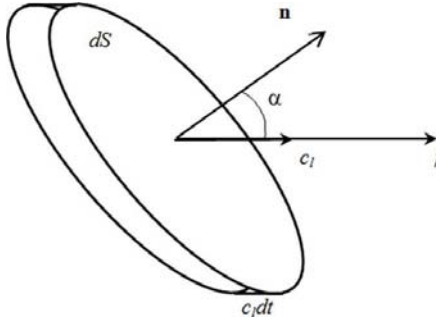


Рис.1. Схема к определению плотности потока энергии

Подставляя сначала уравнение (11) в (8), а затем (8) в (9) и принимая, что единичная площадка перпендикулярна к направлению переноса энергии ( $\alpha=0^\circ$ ), получим выражение для определения плотности потока энергии в определенной точке среды:

$$j = wc_l. \quad (12)$$

С учетом (7) формула (12) примет вид

$$j = \rho \left( \frac{\partial \xi}{\partial t} \right)^2 c_l. \quad (13)$$

Запишем (13) в виде

$$j = \frac{1}{c_l} \rho \left( \frac{\partial \xi}{\partial t} \right)^2 c_l^2 \quad (14)$$

и с учетом (4) имеем

$$j = \frac{1}{c_l} \rho \left( \frac{\partial \xi}{\partial t} \right)^2 \frac{E}{\rho} = \left( \frac{1}{c_l} \frac{\partial \xi}{\partial t} \right) \frac{\partial \xi}{\partial t} E. \quad (15)$$

или

$$j = \left( E \frac{\partial \xi}{\partial x} \right) \frac{\partial \xi}{\partial t} = \sigma v \quad (16)$$

где  $\sigma = E \frac{\partial \xi}{\partial x}$  – напряжение;  $v = \frac{\partial \xi}{\partial t}$  – скорость смещения частиц среды.

Если известно направление переноса энергии в определенной поверхности  $S$ , то можно определить энергетический поток через эту поверхность, то есть

$$\Phi = \int_S j dS. \quad (17)$$

При направлении потока энергии перпендикулярно элементарной поверхности  $dS$  формулу (17) с учетом (16) можно представить в виде

$$\Phi = \int_S \sigma v dS = \sigma v \int_S dS. \quad (18)$$

Скорость смещения частиц скальной горной породы, в которой распространяется волна напряжений, согласно [4], можно определить из выражения

$$v = P \left( \frac{1}{\rho c_l} + \frac{1}{i r \rho \omega} \right) = v_r + v_j. \quad (19)$$

где  $P$  – давление продуктов детонации на стенки зарядной полости;  $r$  – расстояние до точки наблюдения;  $i = \sqrt{-1}$  – комплексное число;  $\omega$  – круговая частота.

С (19) видно, что скорость смещения частиц в волне напряжений имеет две составляющие: волновая компонента  $v_r$ , которая совпадает по фазе с давлением и гидродинамическая компонента  $v_j$ , которая отстает по фазе на  $\pi/2$ .

Волновая компонента скорости смещения частиц связывается с полем напряжений и характеризуется, прежде всего, изменением плотности среды.

Образование гидродинамической составляющей скорости обуславливается геометрическим расхождением массового потока, инерция движения которого образует вокруг заряда присоединенную массу. Считается, что энергия гидродинамического поля, затрачиваемая на преодоление сил инерции, находится в колебательном движении и в горный массив не поступает. Эта энергия реализуется на дробление и перемещение горной породы в ближней зоне, т.е. вблизи заряда ВВ гидродинамическая компонента скорости имеет высокие значения, а на более значительных расстояниях очень маленькие по сравнению с волновой компонентой вследствие более интенсивного затухания [4]. Поэтому (19) в общем виде можно записать:

$$v = \frac{P}{\rho c_l}. \quad (20)$$

Таким образом, энергетический поток взрыва с учетом (18) и (20) равен:

$$\Phi = \sigma \frac{P}{\rho c_l} \int_S dS. \quad (21)$$

При взрывании скважинного заряда граммонита 79/21 длиной 10 м и диаметром 250 мм в железистых кварцитах численное значение образовавшегося энергетического потока составляет около 1020 ГВт.

Таким образом, значение энергетического потока или его плотности в любой точке скального массива будет численно характеризовать дейст-

вие взрыва заряда ВВ в конкретной горной породе и позволит производить сравнительную оценку влияния различных типов ВВ на дробление горных пород.

#### Литература

1. Парфенов А.Г. Колебания и волны: учебник для студентов вузов. – Томск, 2000. – <http://koi.tspu.ru/wales>.
2. Детлаф А. А., Яворский Б. М. Курс физики. Волновые процессы. Оптика. Атомная и ядерная физика. – М.: Высшая школа, 1979. – т. 3. – 511 с.
3. Иродов И. Е. Волновые процессы. Основные законы. – М.: Лаборатория базовых знаний, 1999. – 256 с.
4. Паршаков Ю.П. Влияние свойств массива и параметров взрывного импульса на дробящее и сейсмическое действие взрыва // Взрыв. дело. – М., 1984. – № 89/43. – С. 15–21.

УДК 622.7.016:622.343/344

### **ОСОБЕННОСТИ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МЕДНО-ЦИНКОВО-КОЛЧЕДАННЫХ РУД ЗАПАДНО-ОЗЕРНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

<sup>1</sup> Ягудина Ю.Р., <sup>2</sup> Емельяненко Е.А.

<sup>1</sup> ОАО "Учалинский горно-обогатительный комбинат" (г. Учалы), Россия

<sup>2</sup> ФГБОУ ВПО "Магнитогорский государственный технический университет"

*Приведены данные об особенностях минералогического и вещественного состава медно-цинково-колчеданных руд Западно-Озерного месторождения, результаты химического и фазового анализа. Даны результаты лабораторных испытаний по флотации руд Западно-Озерного месторождения, содержащих сурьму и мышьяк.*

Несколько десятилетий назад технология обогащения твердых полезных ископаемых состояла в основном из последовательно включенных в технологическую цепочку различных рудоподготовительных и обогатительных процессов с получением в последней стадии товарных концентратов или других продуктов. В последнее время в связи с постоянно ухудшающимся вещественным составом минерального сырья, увеличением доли руд с неравномерной тонкодисперсной структурой в добываемых и перерабатываемых рудах, снижением содержания ценных компонентов полезных ископаемых получение качественных концентратов при удовлетворительном извлечении становится проблематичным. Для получения кондиционных продуктов обогащения требуется дополнительная гидрометаллургическая или пирометаллургическая доводка. Таковыми, в частности, являются медно-цинково-колчеданные руды месторождения Западно-Озерное, расположенного на крайнем западе Учалинско-Узельгинского рудного узла, на северо-западном фланге Узельгинского рудного поля,

переработка которых будет осуществляться на Учалинской обогатительной фабрике (УОФ) с 2014 года. Предварительные испытания этих руд с повышенным содержанием сурьмы и мышьяка на обогатимость выявили ряд вопросов, которые требуют более основательного изучения их вещественного состава и технологических свойств.

Цель исследовательской работы - изучение вещественного состава и технологических свойств руды и методов ее переработки.

Минералогическими исследованиями при разведке месторождения [1] установлено, что главнейшими рудообразующими минералами руд Западно-Озерного месторождения являются пирит, сфалерит, блеклая руда, халькопирит. Второстепенное значение имеют минералы, относящиеся к мышьяковым сульфосолям меди, марказит и арсенопирит. Редко встречаются галенит, магнетит, пирротин, клаусталит. В руде широко распространены вторичные минералы: борнит, халькозин, ковеллин и изредка оксиды железа.

В незначительных количествах диагностированы самородное золото, серебро, гематит. Нерудные минералы представлены кварцем, хлоритом, серицитом, кальцитом, баритом, плагиоклазом, пренитом, рутилом, лейкоксеном и амфиболом.

Пирит встречается в виде: массивных тонко-, мелко и среднезернистых агрегатов; перекристаллизованных индивидов с кристаллографическими очертаниями; кристаллов; мелких новообразованных кристаллов; пористых, выщелоченных образований. В обломках массивного мелкозернистого пирита иногда просматриваются реликты первичного колломорфно-зонального, радиально-лучистого или глобулярного строения.

Сфалерит распространен неравномерно: его количество в руде варьирует от первых до 60-80 об. %. Встречается в виде включений в пирите; в сростаниях с блеклой рудой и халькопиритом заполняет трещины катаклаза, цементирует и замещает пирит. Сфалерит содержит редкие выделения блеклой руды, халькопирита, галенита, магнетита, арсенопирита, многочисленные мелкие кристаллы новообразованного пирита и мелкие кристаллы арсенопирита. Если с халькопиритом и блеклой рудой сфалерит образует близодновременные сростания, то энаргит его окаймляет, пересекает прожилками. Встречаются две разновидности сфалерита: 1) сфалерит с неравномерной, часто едва заметной, эмульсиевидной вкрапленностью халькопирита и 2) сфалерит без эмульсиевидной вкрапленности халькопирита и с прозрачными внутренними рефлексам.

Блеклая руда встречается в виде включений в пирите, заполняет трещины катаклаза, пересекающие пирит, слагает пирит, прожилки и прожилковидные скопления, цементирует пирит, изредка замещает его. В ней часто фиксируются мелкие кристаллы новообразованного пирита и скоп-

ления мелких кристаллов арсенопирита. В сростании с блеклой рудой отмечаются сфалерит, халькопирит и энаргит. Блеклая руда в основном представлена теннантитом, реже встречается тетраэдрит и теннантит-тетраэдрит.

Халькопирит распространен неравномерно. Встречается в основном в виде эмульсиевидной вкрапленности в сфалерите, иногда в виде прожилков и гнезд в пирите, а также в виде многочисленных обломков пирит-халькопиритового, пирит-сфалерит-халькопиритового состава.

Энаргит является более поздним минералом по отношению к халькопириту. Часто располагается на контакте с халькопиритом, изредка пересекает его или наблюдается в виде скоплений в нем. Халькопирит замещается энаргитом, вторичным халькозином и ковеллином. Энаргит встречается постоянно в виде мелких выделений, гнездообразных или прожилковидных скоплений в слюдисто-кварцевом цементе брекчии. Трещины катаклаза в пирите, заполненные блеклой рудой, пересекаются энаргитовым прожилками. Энаргит оконтуривает выделения сфалерита, находящегося в гнездах слюдисто-кварцевого состава. Наблюдается в виде прожилков и прожилковидных скоплений в блеклой руде и сфалерите.

Марказит чаще всего встречается среди пирита с реликтами первичного колломорфно-зонального или радиально-лучистого строения, слагая отдельные колломорфные полосы.

Арсенопирит в виде отдельных ромбовидных кристаллов или их скоплений отмечается в блеклой руде и сфалерите. Иногда он нарастает на пирит и на контакте со слюдисто-кварцевым агрегатом подвергается дроблению.

Борнит зафиксирован в руде в сростании с халькопиритом. В нем наблюдается структура распада с халькопиритом.

Исследования вещественного состава и технологических свойств руды проводились на представительной пробе массой 500 кг. Место отбора Западно-Озерный карьер, рудное тело №5, отм. 453-460 м. Проба содержит медный, медно-цинковый колчедан. Структура неравномерно зернистая, текстура массивная, участками брекчиевидная. Основной объем пробы слагает пирит до 93,0 %, халькопирит до 4,0 %, распространены также сфалерит, халькозин, ковеллин, блеклые руды и барит (до 3,0 %). Химическим анализом установлено следующее содержание компонентов в руде: медь – 1,09 %; цинк - 0,99 %, сера - 50,2 %, железо - 42,75 %, мышьяк - 0,74 %, сурьма - 0,032 %, свинец - 0,269 %, кадмий - 0,004 %, кремний - 0,87 %, окись алюминия - 0,64 %. Для данной пробы руды отмечается неблагоприятное соотношение меди и цинка 1:1 при высоком содержании серы и железа. В руде наблюдается высокое содержание мышьяка-0,74 %, селена-299 г/т, ртути-87,0 г/т, теллура-199 г/т.

Фазовый анализ показал, что медь на 40,31 % представлена сульфидами, на 56,08 % вторичными сульфидами, и на 0,86 % сульфатами. Цинк на 89,42 % представлен сульфидным цинком, на 6,82 % сульфатным и на 3,76 % окисленным.

Для определения в руде водорастворимых форм меди, цинка и железа была сделана водная вытяжка, по которой установлена значительная растворимость медных цинковых и железных минералов. Так в водный раствор перешло меди 434 мг/л, цинка - 250 мг/л, железа - 1572 мг/л. Повышенное содержание водорастворимых соединений меди, цинка и железа очень неблагоприятно влияет на процесс флотации, так как ионы меди переходящие в водный раствор активируют цинковые минералы, а большое количество ионов железа снижает флотационную активность медных минералов. рН водной вытяжки составил 3,4, что говорит о значительной окисленности руды.

На этапе исследования технологических свойств руды, выбора технологической схемы обогащения были разработаны и опробованы следующие технологические решения:

- схема переработки, коллективно-селективная (рис.1);
- ситовая характеристика рудного помола - 80-82 % по классу минус 74 мкм;
- применение в лабораторных опытах следующих реагентов : в качестве собирателя-ксантогенат бутиловый, депрессоры-сернистый натрий и цинковый купорос и в качестве вспенивателя применялся СФК (смесь нормальных, циклических спиртов и углеводов). Это реагенты, которые в настоящее время применяются на УОФ;
- введение межцикловой флотации для предотвращения ошламования медных минералов в цикле рудного измельчения;
- ситовая характеристика питания межцикловой флотации - 55,43 % класса менее 74 мкм;
- для доизвлечения минералов меди и цинка из хвостов коллективной флотации использовать предварительную классификация продукта, после которой пески подавать на дальнейшее свертонкое доизмельчение и далее на дофлотацию.

В результате проведенных исследований получены следующие технологические показатели: готовый медный концентрат содержащий 17,35 % меди ,при извлечении 52,0 %, потери цинка с готовым медным концентратом составили 37,0 % и готовый цинковый концентрат содержащий цинка 38,0 %, при извлечении 40,0 %. Потери меди и цинка с коллективными хвостами составили 22,2 % и 13,4 % соответственно.



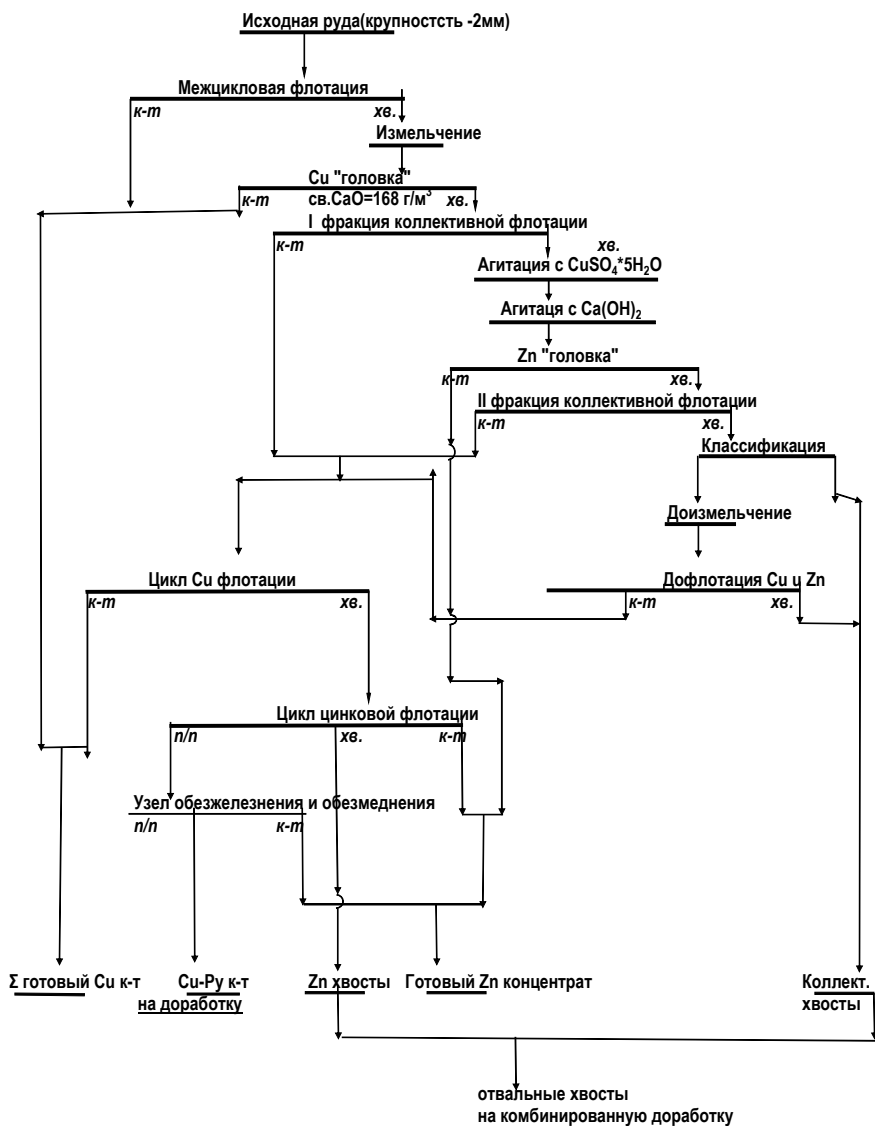


Рис. 1. Коллективно-селективная схема флотации медно-цинково-колчеданных руд месторождения Западно-Озерное

Таким образом, разработанная технологическая схема не дала положительных результатов. Сложный вещественный состав, тонкие взаимоотношения сульфидных минералов и минералов пустой породы, высокое содержание водорастворимых сульфатов меди, цинка и железа, развитие колломорфных разновидностей, склонных к переизмельчению характеризует руду, как труднообогатимую. При флотации сростки сульфидов меди, цинка, железа переходят в хвосты, и раскрытие этих сростков возможно с помощью гидрометаллургического метода. Изучение возможности доводки получаемых медных и цинковых концентратов до кондиции с использованием выщелачивания [2] позволит глубже понять сущность комбинированных технологий как основу комплексного использования полезных ископаемых.

#### Литература

1. Минеральные ресурсы Учалинского горно-обогатительного комбината/ Серавкин И.Б., Пирожок П.И., Скуратов В.Н. и др. — Уфа.: Башк. кн. изд., 1994г.
2. Рыльникова М.В. и др. Влияние комплексных растворителей на эффективность извлечения меди и цинка при выщелачивании хвостов обогащения медно-колчеданных руд /М.В. Рыльникова, Е.А. Емельяненко, Ю.Р. Ягудина, Е.И. Ангелова // Комбинированная геотехнология: теория и практика реализации полного цикла комплексного освоения недр: материалы VI международной научно-технической конференции г. Магнитогорск, 2011: - Сб. тезисов. - Магнитогорск: МГТУ, 2011. С.112-114.

УДК 622.673.2

## ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ СТАЛЬНЫХ НАДШАХТНЫХ КОПРОВ

<sup>1</sup>Кассихина Е.Г., <sup>1</sup>Першин В.В., <sup>2</sup>Бутрим Н.О.

<sup>1</sup>Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева

<sup>2</sup>Департамент капитального строительства и инвестиционной деятельности  
ООО «УК Мечел-Майнинг»

*Рассмотрен новый подход к повышению промышленной безопасности эксплуатации стальных надшахтных копров на основе рациональных конструктивных решений.*

По данным ОАО «Кузбассгипрошахт» и ОАО «Сибгипрошахт», определяющим область применения и спектр нагрузок для копров, в которых шахты Кузбасса будут нуждаться в ближайшем будущем, наиболее востребованными являются копры вентиляционных и вспомогательных стволов диаметром 7-8 м с отметкой центра копровых шкивов +34,000 м ÷ +36,000 м. Существующие надшахтные копры, работающие в аналогичных условиях, как правило, представляют собой четырехстоечные копры станковой системы (рис. 1).

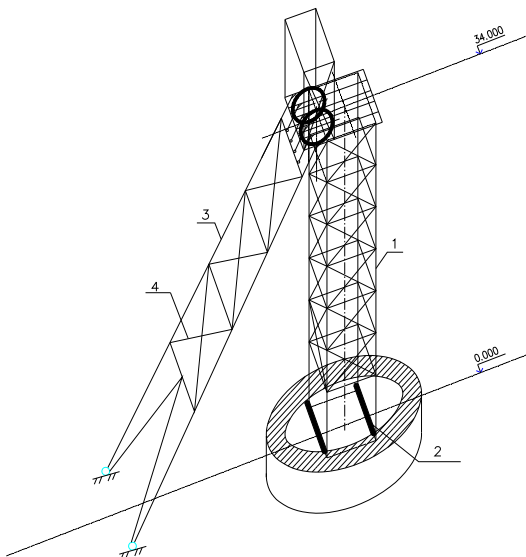


Рис. 1. Схема стального одноукосного четырехстоечного копра:  
1 - станок копра; 2 - подкопровая рама; 3 - укосина копра; 4 - раскосы

Основные требования, предъявляемые к конструкциям шахтных копров, сводятся к обеспечению необходимой производительности подъем-

ной установки. Копры при этом должны обеспечить надежную и безопасную эксплуатацию подъемного комплекса на весь период его эксплуатации.

По результатам экспертной оценки [1] технического состояния стальных копров станкового типа на действующих угольных шахтах Кузбасса более 50 % копров требуют выполнения ремонтно-восстановительных работ, а около 30 % - дорогостоящей замены.

При этом выявлено, что станок 1 (см. рис. 1) - основная несущая конструкция, передающая нагрузки от подъема (в том числе и аварийные) на устье ствола через подкопровую раму 2, наиболее подвержен воздействию агрессивной среды.

Характерный дефект элементов станка - коррозия. Наиболее сильно она выражена в месте сопряжения с опорной рамой. Наиболее распространенное повреждение опорной рамы - значительная коррозия на всей поверхности ее элементов вследствие высокой влажности воздуха, поступающего из ствола, агрессивных газов и угольной пыли. Значительной коррозией поврежден весь участок станка, находящийся под обшивкой, из-за появления обильного конденсата в зимний период.

Еще один распространенный дефект вышеуказанного элемента копра - отсутствие связей, предусмотренных проектом, которые были демонтированы при монтаже различного оборудования, что приводит к увеличению расчетной длины стоек копра.

Укосина 3 копра обеспечивает устойчивость сооружения и воспринимает усилия от подъема, а также значительную часть экстренной нагрузки. К основным дефектам и повреждениям укосины можно отнести деформацию ее раскосов 4 вследствие механического воздействия.

Наличие большого числа раскосов способствует скоплению угольной пыли, шлака и машинного масла в местах примыкания раскосов к ветвям укосины, и появлению значительной коррозии.

Состояние лестниц и ограждений не влияет на несущую способность, но дефекты и повреждения этих элементов сказываются на безопасности эксплуатации копра.

Обследование стальных копров на шахтах Кузбасса показало, что большая часть их конструкций недоступна для очистки от ржавчины и для обновления защитной окраски. Все это определяет интенсивную коррозию металла со скоростью  $0,8 \div 1$  мм/год.

Поэтому необходимо пересмотреть конструктивные решения стальных копров в аспекте их устойчивости к коррозии.

В связи с этим, на кафедре «Строительство подземных сооружений и шахт» КузГТУ разработано принципиальное конструктивное решение стального копра многофункционального назначения [2] и сделана его макетная проработка (рис. 2).

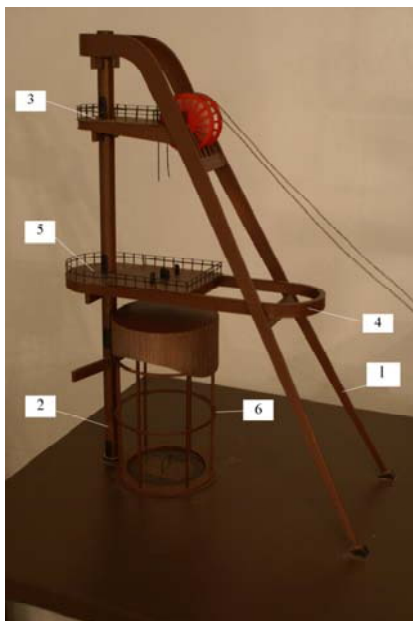


Рис. 2. Схема стального одноукосного четырехстоечного копра:  
 1 - рамная укосина копра; 2 - центральная трубчатая стойка;  
 3 - подшивная площадка; 4 - кольцевая распорка коробчатого сечения;  
 5 - подшивная площадка; 6 - станок копра

Копер состоит из подшивного устройства, включающего рамную укосину 1 (см. рис. 2) переменного коробчатого сечения, центральную трубчатую стойку 2, подшивные площадки 3 и 5, кольцевую распорку 4 и станка 6 круглой формы, опирающегося на устье ствола через опорное кольцо.

Разработанная конструкция копра имеет следующие преимущества по сравнению с традиционными решениями четырехстоечных копров станкового типа:

- несущий рамный станок 6 не передает нагрузки от подъема на устье ствола и не имеет подкопровой рамы, следовательно, его несущая способность в меньшей степени зависит от дефектов, вызванных коррозией;

- ограждение в виде круглых обечаек значительно повышает воздухопроницаемость станка, а также уменьшает количество нежелательных стыков по сравнению с традиционными панелями ограждения;

- высокая герметичность коробчатых и трубчатых замкнутых сечений подшивного устройства позволяет в значительной степени избежать проникновения угольной пыли, а значит повысить их устойчивость к коррозии;

- отсутствие расколов на рамной укосине 1 исключает скопление угольной пыли, шлака и машинного масла в узлах примыкания;

- свободное пространство внутри центральной трубчатой стойки позволяет разместить в нем подъемник для обслуживания оборудования и конструкций копра, что создает более комфортные и безопасные производственные условия;

- устройство подъемника внутри трубчатой стойки 2 позволяет не только улучшить условия обслуживания, но и избавляет от необходимости устройства традиционных металлических лестниц вдоль укосины, расположенных в зоне работы подъемных канатов, что нежелательно из соображений безопасности.

Поскольку надшахтные копры испытывают действие различного типа динамических нагрузок (сейсмическая нагрузка, динамическая нагрузка от оборудования, пульсация ветра, аварийная нагрузка), то важным фактором при их расчете является ограничения по собственной частоте колебаний.

Предложенная конструкция (см. рис. 2) запроектирована с учетом ограничений по собственной частоте колебаний, соблюдение которых характеризует динамическое равновесие сооружения. При необходимости кольцевая распорка 4 может рассматриваться в качестве демпфирующего элемента, изменяя механические параметры которого мы можем смещать точки резонанса колебательной системы в сторону частот (до 4 Гц), безопасных для жизни работающих на копре.

Таким образом, эффективной мерой повышения долговечности стальных надшахтных копров является выбор рациональных конструкций таких форм, которые позволяют избежать застойных мест для скопления агрессивных сред и облегчают свободный доступ для осмотра и защиты элементов и узлов конструкций.

#### Литература:

1. Лобков С. В. Дефекты и повреждения шахтных копров станкового типа по истечении нормативного срока эксплуатации /С. В. Лобков, А. С. Запольский // Безопасность труда в промышленности, 2012. – №4. – С. 14–15
2. Пат. 2120013 С1 (RU), 6Е 04 Н 12/26. Многофункциональное устройство для проходки и эксплуатации шахтных вертикальных стволов / Е. Г. Кассихина, В. В. Першин. – № 97110900; Заявлено 26.06.97; Опубл. 10.10.98., Бюл. № 28

## **ПОВЫШЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ ИЗОЛЯЦИИ КОНТРОЛЬНО-СТВОЛОВЫХ СКВАЖИН ПРИ ПРОХОДКЕ ШАХТНЫХ СТВолоВ НА КАЛИЙНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ**

**<sup>1</sup>Полозов Ю.А., <sup>1</sup>Лазебник А.Ю., <sup>2</sup>Ягодкин Ф.И.**

<sup>1</sup>ГОО «Спецтампонажгеология», Украина

<sup>2</sup>ООО НТЦ «Наука и практика», Россия

*В статье на примере сооружения скипового ствола Гремячинского ГОКа по добыче калийных солей проведено научно-техническое обоснование и решение задачи повышения надежности изоляции проблемной контрольно-стволовой скважины на основе инженерного расчета параметров формирования изоляционных завес в водопроницаемых горизонтах.*

Основные причины нарушения водозащитной толщи и затопления рудников по добыче каменных и калийных солей заключаются в потере герметичности геологоразведочных и контрольно-стволовых скважин с образованием водопроводящих каналов в сечении или вокруг ствола скважины с разгрузкой в выработанное пространство. Действующие нормативы по защите калийных рудников от прорывов подземных вод или рассолов предусматривают применение специальных методов ликвидацииного тампонажа разведочных контрольно-стволовых и технических скважин с оставлением целиков в рудном теле вокруг стволов этих скважин. Для контрольно-стволовых скважин действует правило, требующее недопущения выхода ее ствола за границы контура будущего шахтного ствола. Этим обеспечивается визуальный контроль за ее местоположением в сечении ствола при проходке и качеством ликвидационного тампонажа. В случаях выхода ствола контрольно-стволовой скважины за контуры шахтного ствола или других отклонений от проекта требуется разработка специальных мероприятий по предотвращению возможных водопритокков через контрольно-стволовую скважину в шахтный ствол или горные выработки околоствольного двора подземного рудника [1, 2].

Контрольно-стволовая скважина на скиповом стволе Гремячинского ГОКа была пробурена до глубины 1285 м и обсажена с устья до 702 м комбинированной колонной, состоящей из наружных полиэтиленовых труб диаметром 180мм и внутренней колонны из стальных труб диаметром 146 мм. Скважина в интервале 554-1285 м ликвидирована в соответствии с действующей инструкцией с установкой цементных мостов [3]. Точка выхода ствола скважины за пределы шахтного ствола по данным инклинометрических исследований находилась в интервале глубин 805-860 м, при условной начальной границе водонасыщенных пород 826 м.

Действительное положение контрольно-стволовой скважины при проходке скипового ствола фиксировалось по обсадной трубе в забое. Анализ данных искривления скважины и выполненные расчеты показали, что фактический выход скважины из сечения шахтного ствола возможен на глубине 550-660 м водоносных горизонтах. Далее, до глубины 826 м, определить реальное отстояние скважины от контура ствола представляется крайне сложным. Кроме основного обсаженного ствола контрольно-стволовой скважины при проходке в сечении скипового ствола был обнаружен незатампонированный потерянный ранее ствол скважины глубиной 787 м, как показано на рис.1, который образовался во время расширения скважины до диаметра 215 мм под обсадку трубами.

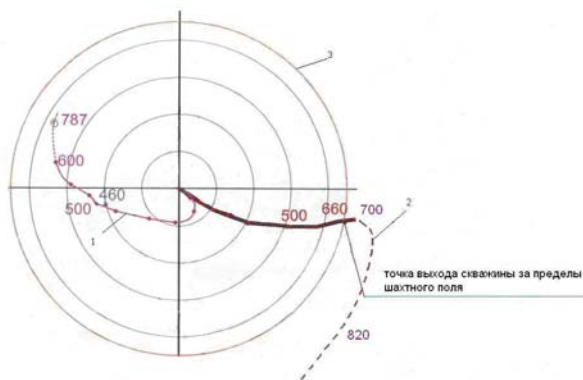


Рис.1. Горизонтальная проекция стволов контрольно-стволовой скважины на скиповом стволе Гремяченского ГОКа:  
 1 – незатампонированный ствол;  
 2 – обсаженный и затампонированный ствол;  
 3 – контур шахтного ствола.

Анализ данных инклинометрии показал, что незатампонированный ствол не выходит на конечной отметке за пределы сечения шахтного ствола. Наличие незатампонированной скважины в сечении шахтного ствола представляет потенциальную угрозу прорыва через нее подземных вод нижележащих водоносных горизонтов при проходке.

В связи с крайне сложными горно-геологическими условиями вскрытия месторождения калийных солей и высокими прогностическими притоками в шахтные стволы, разработаны технические решения по ликвидации открытого незатампонированного ствола контрольно-стволовой скважины и дополнительной гидроизоляции затрубного пространства обсаженного ствола контрольно-стволовой скважины,



гарантирующие защиту скипового ствола от водопритоков при проходке до глубины 820 м, т.е. в интервале водопроницаемых пород, предусматривают формирование как вокруг открытого, так и обсаженного затампонированного стволов контрольно-стволовой скважины, изоляционных завес в интервалах основных водоносных горизонтов с расчетными размерами, способными выдержать гидростатический напор подземных вод.

Проходка скипового ствола до глубины 527 м осуществляется под защитой ледопородного ограждения. Ниже зоны замороженных пород, интервал 520-610 м, по данным гидрогеологических исследований и опытно-фильтрационных работ, а также геофизическим данным залегает мощный водоупор, представленный глинами и глинистыми сланцами, где специальных мероприятий при проходке не требуется.

Потенциально опасными при вскрытии как незатампонированного, так и основного обсаженного стволов контрольно-скиповой скважины являются следующие нижележащие водоносные проницаемые горизонты:

625,0-642,5 м – песчаник и песчаные сланцы с прогнозным водопритоком до  $765 \text{ м}^3/\text{час}$ ;

692,5-721,5 м – песчаник, прогнозный водоприток до  $435 \text{ м}^3/\text{час}$ ;

727,5-787,0 м – песчаник, прогнозный водоприток до  $165\text{-}220 \text{ м}^3/\text{час}$ ;

800,5-812,5 м – гравеллит и песчаник, возможны незначительные водопритоки.

Специальные мероприятия по дополнительной изоляции затампонированного и обсаженного стволов контрольно-стволовой скважины необходимо осуществить способом «снизу-вверх» следующими заходками: I – 510,0-620,0 м; II – 610,0-685,0 м; III – 675,0-725,0 м; IV – 720,0-775,0 м; V – 770,0-820,0 м.

Вскрытие и ликвидацию незатампонированного ствола контрольно-стволовой скважины необходимо проводить под защитой зоны замороженных пород во избежание прорыва подземных вод через разбуриваемый ствол скважины также заходками «сверху - вниз».

При выборе составов тампонажных растворов необходимо было учитывать, что вмещающие горные породы в разрезе представлены переслаиванием аргиллитов, алевролитов, песчаников и гравелитов, обладающих высокой пористостью, достигающей 18-36 %. Исследованиями специализированных институтов и организаций доказано, что применение цементных растворов с различными реагентами, из-за их высокой водоотдачи и нестабильности, не обеспечивает надлежащего проникновения их в породу из-за эффекта отфильтровывания жидкой фазы в пористые стенки трещины. В результате, в устье трещины вблизи стенки тампонажной скважины образуется пробка из цементных частиц, резко возрастает давление нагнетания и процесс инъецирования прекращается.

В ГОАО «Спецтампонажгеология» для изоляции трещиноватых и трещиновато-пористых пород был разработан новый класс тампонажных растворов – глиноцементные растворы. Такие растворы приготавливаются на основе исходного глинистого раствора с плотностью до 1,20-1,23 т/м<sup>3</sup> и содержат до 10 процентов сухого цемента и до 1 процента реагент-структурообразователя [4]. Благодаря низкой водоотдаче растворы хорошо проникают в трещины с пористыми стенками, т.е. позволяют сформировать вокруг нагнетательной скважины изоляционную завесу с заданными параметрами. Прочность растворов за первые два часа стабилизации повышается в сотни раз, а через сутки уже достигает 30 процентной конечной прочности. Через 10 суток растворы набирают максимальную пластическую прочность – 0,2-0,3 МПа.

Применение глиноцементных растворов для ликвидации незатампонируемого открытого ствола скважины способом «сверху-вниз» позволит безопасно осуществить разбурку скважины после нагнетания в вышележащий водоносный горизонт до пересечения следующей водопроницаемой зоны, т.к. конечная прочность раствора после стабилизации меньше прочности глин и алевролитов.

**Расчет параметров формирования изоляционных завес вокруг открытого незатампонируемого ствола контрольно-стволовой скважины** производится по методике комплексного метода тампонажа обводненных горных пород [4].

В следующей последовательности определяются:

1. Размеры изоляционной завесы  $r_c$  вокруг скважины, способной выдержать гидростатический напор подземных вод:

$$r_c = \alpha \frac{\delta_m \cdot p_k}{2[p_m]}, \quad (1)$$

где  $\alpha$  – коэффициент запаса прочности, принимается  $\alpha = 2-3$ ;

$\delta_{max}$  – максимально возможное раскрытие трещин на участке работ, 10<sup>-3</sup> м;

$p_k$  – напор подземных вод, МПа;

$[p_m]$  – допустимая пластическая прочность тампонажного раствора, МПа.

2. Рабочее давление нагнетания тампонажного раствора на насосе, размещенном на поверхности земли,:

$$p_n = \Delta p_{тр} + p_k + \Delta p_{труб} - p_{г.с.}, \quad (2)$$

$\Delta p_{тр}$  – потери напора при распространении тампонажного раствора в трещинах проницаемого горизонта, МПа;

$$\Delta p_{тр} = 2\tau_0 r / \delta_{тр}, \quad (3)$$

где  $\tau_0$  – динамическое напряжение сдвигу тампонажного раствора, МПа;

$r$  – радиус распространения тампонажного раствора вокруг изолируемой скважины, м;

$\delta_{тр}$  – минимальное раскрытие трещин, принимаем  $1 \cdot 10^{-3}$ , м;

$p_k$  – пластовое давление (напор) подземных вод, МПа;

$\Delta p_{труб}$  – потери напора в нагнетательном трубопроводе, МПа.

$$\Delta p_{труб} = \Delta p \cdot L, \text{ МПа} \quad (4)$$

где  $L$  – длина нагнетательного трубопровода, м;

$\Delta p$  – удельные потери напора в нагнетательном трубопроводе из бурительных труб  $\varnothing 50$  мм, МПа;

$p_r$  – гидростатический напор столба тампонажного раствора в нагнетательном трубопроводе, МПа.

$$p_{г.с.} = \gamma_{р-р} \cdot L, \quad (5)$$

где  $\gamma_{р-р}$  – удельная масса тампонажного раствора, т/м<sup>3</sup>.

3. Объем тампонажного раствора для формирования изоляционной завесы:

$$V_{скв} = \pi \cdot r_c^2 \cdot m_T, \quad (6)$$

где  $V$  – объем нагнетания тампонажного раствора для конкретной заходки, м<sup>3</sup>;

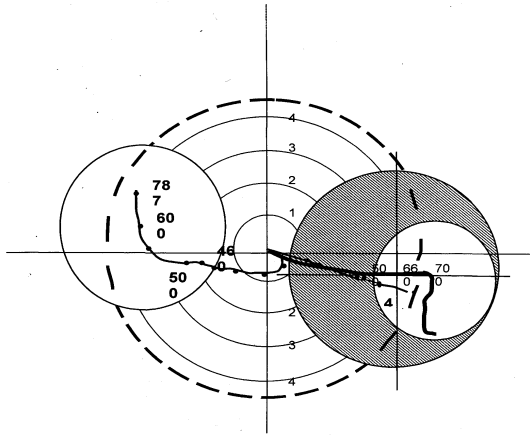
$m_T$  – скважность (трещинная пустотность), доли единиц;

$M$  – мощность проницаемых пород конкретной водоносной зоны, м.

Результаты инженерных расчетов параметров изоляционных завес вокруг открытого незатампонируемого ствола контрольно-стволовой скважин приведены в таблице 1. На рисунках (2 – 4) приведены схемы формирования изоляционных завес для горизонтов: 625-642,5 м, 692,5-721,5 и 725,5-765,5 м.

Таблица 1. Параметры формирования изоляционной завесы вокруг незатампонируемого ствола контрольно-стволовой скважины.

Заходка, м	Интервал проницаемых пород, м	Мощность, м	Радиус распространения тампонажного раствора вокруг скважины, $r_c$ , м	Объем тампонажного раствора, $V$ , м <sup>3</sup>	Давление нагнетания на насосе в забое $p_{нз}$ , МПа	Давление на поверхности, $p_m$ , МПа	Производительность насоса $Q$ , л/с
510-610	–	Контрольно-разведочное бурение					
610-675	625,0-642,5	17,5	2,54	3,5	6,66	12,94	2,0
675-725	692,5-721,5	29,0	3,0	8,2	7,40	14,35	2,0
725-787	727,5-787,0	59,5	3,2	19,0	8,08	15,70	2,0





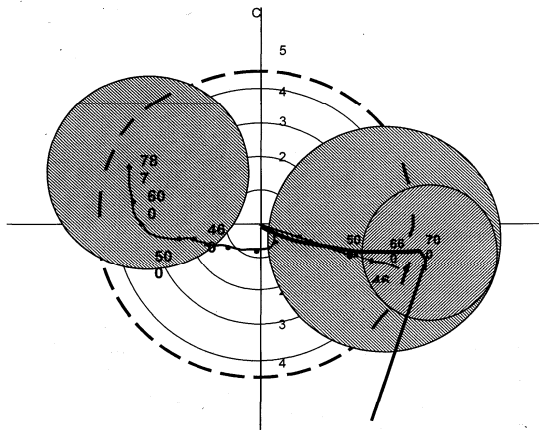
Условные обозначения:  - контур шахтного ствола  - контур распространения раствора

Рис.2.Схема формирования изоляционной завесы вокруг контрольно-стволовой скважины для водонапорного горизонта 625-642.5м





Условные обозначения:  - контур шахтного ствола  - контур распространения раствора

Рис.3.Схема формирования изоляционной завесы вокруг контрольно-стволовой скважины для водонапорного горизонта 692.5-721.5м

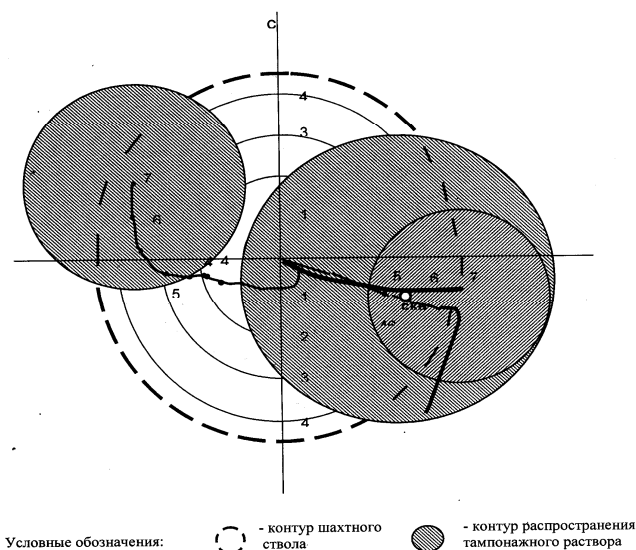


Рис. 4. Схема формирования изоляционной завесы вокруг конструкции стволовой скважины для водонапорного горизонта 725.5-765.5м

**Расчет параметров формирования изоляционной завесы вокруг основного затампонированного обсаженного ствола контрольно-стволовой скважины** включает в себя определение:

1. Расчетных размеров изоляционной завесы вокруг основного ствола скважины по уравнению (1), способной выдержать гидростатический напор подземных вод конкретной водопроницаемой зоны.

2. Контуры распространения тампонажного раствора  $R$  из тампонажной скважины, пробуренной из забоя ствола на расстоянии, равным  $r_1$  от его стенки определяется как:

$$R = r_1 + r_2 + r_c, \quad (7)$$

где  $r_1$  – расстояние от оси тампонажной скважины до крепи ствола «в свету», м;

$r_2$  – расстояние от оси контрольно-стволовой скважины до крепи ствола, м;

$r_c$  – расчетный радиус изоляционной завесы вокруг основного ствола скважины, м.

3. Давление нагнетания тампонажного раствора для создания изоляционной завесы при размещении насоса на поверхности земли и

объем тампонажного раствора по каждому водоносному горизонту (зоне) определяются по уравнениям (2 - 5).

Параметры процесса тампонажа для изоляции проницаемых горизонтов вокруг основного ствола контрольно-стволовой скважины приведены в табл. 2 и на рис. 2.

Таблица 2. Параметры формирования изоляционных завес вокруг основного ствола контрольно-стволовой скважины

Заходка, м	Интервал проницаемых пород, м	Мощность, м	Расчетный радиус завесы, Г, м	Радиус распространения раствора из тампонажной скважины, R, м	Давление на насосе, МПа		Объем раствора, V, м <sup>3</sup>
					в забое	на поверхности земли	
510-620	-	-	-	-	-	-	-
610-685	625,0-542,5	17,5	1,8	2,85	7,0	13,3	9,7
675-725	692,5-721,5	29,0	2,15	3,60	8,2	15,2	20,1
720-775	727,5-765,0	37,5	2,3	4,20	8,7	16,2	28,3
770-820	765,0-812,5	47,5	2,40	4,70	9,3	17,3	39,1

**Технические решения по ликвидации незатмпонированного ствола контрольно-стволовой скважины следующие:**

Оптимальным является вариант вскрытия и перетампонирувания ствола скважины тампонирувания в процессе разбурки заходками «сверху – вниз» под защитой зоны замороженных пород. Работы по ликвидации незатмпонированного ствола скважины следует начать с ее разбурки через установленный в забое шахтного ствола кондуктор длиной до 6,0 м, который должен быть оборудованный запорной арматурой и опрессованной на расчетное давление. Очередность выполнения комплекса тампонажных работ принимается следующая:

- 1 заходка:** Разбурка скважины на глубину 100 м (до отм. -610,0 м), что выполнит функцию контрольно-разведочной скважины;
- 2 заходка:** Вскрытие водоносного горизонта 625,0-642,5 м и исследования экспресс-методом по замеру падения давления на манометре после нагнетания воды. Закачка тампонажного раствора согласно расчетов приведенных в табл. 2;
- 3 заходка:** Углубка скважины с разбуркой тампонажного раствора до отм. -725,0 м и нагнетание очередного объема тампонажного раствора, согласно данным табл. 1;
- 4 заходка:** Углубка скважины до отм. -787,0 м и нагнетание тампонажного раствора в объемах согласно данным табл. 1.

***Технические решения по гидроизоляции затампонированного обсаженного ствола контрольно-стволовой скважины:***

Тампонажные работы по формированию изоляционных завес вокруг основного ствола в интервалах водоносных горизонтов выполняются через тампонажные скважины, пробуренные из забоя шахтного ствола в пять заходов с установкой кондукторов в забое на отметке - 510,0 м; - 610,0 м; - 675,0 м; - 720,0 м; - 770,0 м. Для тампонажа каждого горизонта предусматривается бурение одной вертикальной или наклонно-направленной скважины на минимально возможном расстоянии от основного ствола контрольно-стволовой скважины на данной отметке. Объемы нагнетания тампонажного раствора по каждому водоносному горизонту приведены в табл. 2.

**Заключение:**

1. В качестве эффективного способа обеспечения надежности изоляции стволов контрольно-стволовых скважин на калийных месторождениях может служить дополнительный тампонаж водопроницаемых горизонтов, пересеченных скважиной, как в процессе ликвидационного тампонирувания самой скважины перед установкой цементных мостов, так и при проходке шахтного ствола в случаях выхода профиля контрольно-стволовой скважины за сечение шахтного ствола.

2. Выполнение тампонажа водопроницаемых горизонтов и формирование вокруг ствола контрольно-стволовой скважины изоляционной завесы исключит потенциальную угрозу вертикальной фильтрации и поступления подземных вод в соленосную толщу.

**Литература:**

1. Шиман М.И. Предотвращение затопления калийных рудников. -М.: Недра, 1992, с.21.
2. Пермяков Р. С. и др. Технология добычи солей. М.: Недра, 1981, с. 42-43.
3. «Инструкция о порядке ликвидации, консервации скважин и оборудования их устьев и стволов» РД 08-492-02.
4. Тампонаж обводненных горных пород: Справочное пособие. Э.Я. Кипко, Ю.А. Полозов, О.Ю. Лушникова и др.-М.: Недра, 1989.- 309с.

## **КАДАСТР И ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ**

УДК 332.1.3:338.24.01:351.71

### **ОСОБЕННОСТИ ВЕДЕНИЯ ЕДИНОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО РЕЕСТРА ОБЪЕКТОВ КАПИТАЛЬНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА В ПЕРЕХОДНЫЙ ПЕРИОД**

<sup>1</sup> Басова И.А., <sup>2</sup> Иванова Е.Ю.

<sup>1</sup> Тульский государственный университет, <sup>2</sup> Филиал ФГБУ «Федеральная кадастровая палата Росреестра» по Тульской области», г. Тула, Россия

*Обсуждаются возможности и перспективы создания единой системы кадастрового учета, включающей кадастровый учет объектов капитального строительства, и необходимости ее системного изучения, как с теоретической, так и с практической точки зрения.*

С 2012 год стал годом значительных перемен в области государственного учета объектов недвижимости. Коренным образом изменился механизм учета – из ряда организаций, обеспечивающих учет таких объектов, исключаются организации технической инвентаризации, а выполнение технологических процедур приближается к кадастровому учету земельных участков.

До начала ведения государственного учета в части зданий, сооружений, помещений, объектов незавершенного строительства подведомственными органу кадастрового учета государственными бюджетными учреждениями было запланировано осуществление аккумуляции всех сведений о ранее учтенных объектах капитального строительства в архиве органа кадастрового учета. Источниками сведений о данных объектах являлись документы Единого государственного реестра прав на недвижимое имущество и сделок с ним, документы Единого государственного реестра объектов капитального строительства, технические и кадастровые паспорта зданий, сооружений, помещений, объектов незавершенного строительства, хранящиеся в архивах организаций технической инвентаризации.

Одновременно с процессом изменений правил учета проводилась работа по массовой кадастровой оценке объектов капитального строительства. Доля территории Российской Федерации, на которой проведена массовая оценка объектов капитального строительства, является одним из важнейших показателей эффективности реализации подпрограммы "Создание системы кадастра недвижимости (2006 - 2012 годы)" федеральной целевой программы "Создание автоматизированной системы ведения государственного земельного кадастра и государственного учета объектов недви-



жимости (2002 - 2008 годы)". В 2011-12 годах году была проведена оценка на территории 41 субъекта РФ, в которых осуществлялось ведение единого государственного реестра объектов капитального строительства.

О необходимости объединения кадастрового и технического учета не раз высказывались ведущие ученые и специалисты в области экономики, землеустройства, кадастров и управления.

Например, профессор Варламов А.А. выделил ряд проблем раздельного функционирования систем кадастрового и технического учета объектов недвижимости:

- одновременное существование двух параллельных информационных систем, осуществляющих практически одни и те же функции в отношении объектов недвижимости, что приводило к спорным ситуациям и ошибкам в местоположении;

- не были разграничены финансовые составляющие коммерческой и государственной деятельности при проведении работ по учету объектов недвижимости, что позволяло правообладателям могут уклоняться от их постановки на учет.

- в связи с заявительным принципом ведения кадастра недвижимости гражданско-правовые отношения по измерению объекта для целей его учета не являлись обязательными для субъектов. Фактически коммерческие организации, осуществляющие измерения земельных участков и технический учет зданий и сооружений, являлись приложением государственных органов по учету и регистрации, действовали в их интересах, но не были связаны с ними никакими публичными или частными отношениями и системой взаимной ответственности;

- недооценка возможностей использования кадастровой информации, которая может использоваться всеми лицами и для любых целей во всех отраслях деятельности (инвестиции, залог, зонирование, землеустройство и т.д.);

- сложность использования баз данных информационных систем для целей государственного и муниципального управления (за исключением сведений о налогооблагаемой базе) в силу их неполноты и рассредоточенности в различных ведомствах. В результате была утрачена единая база технического учета, что привело к отсутствию полной и достоверной информации о зданиях и сооружениях, ранее сосредоточенной в одной организации и появлению в муниципальных управлениях самостоятельных информационных систем;

- финансирование органов по государственной регистрации прав и кадастровому учету осуществлялось за счет федерального бюджета, техническому учету - за счет муниципальных средств и коммерческой деятельности. При этом объемы финансирования не зависели от увеличения или умень-

шения объема операций по регистрации, от увеличения или уменьшения штатной численности;

- наличие большого количества федеральных и региональных нормативных актов (более 2 тыс. федеральных и 20 тыс. региональных законов в сфере земельных отношений), их определенное несоответствие гражданскому законодательству также не способствуют введению рациональных систем государственной регистрации прав и кадастрового учета. Для формирования единообразной практики необходим единственный государственный орган, формирующий политику в области государственной регистрации прав, кадастрового и технического учета объектов недвижимости. Отсутствие такого единообразия также усиливало определенную правовую запутанность земельных отношений, регистрационного и учетного процесса.

Таким образом, основные проблемы учетных систем были обусловлены их двойственностью: наличием двух систем - кадастрового и технического учета, плохо информационно и методологически связанных между собой, двойственностью правовой основы (публичной и частной) и двойственностью целей функционирования и финансирования учетных систем. Создание в Российской Федерации единой системы кадастрового учета направлено на интеграцию соответствующих информационных систем и объединение данных об объектах недвижимости, унификации процедур оказания учетно-регистрационных услуг, а также иных мероприятий организационного, технологического и правового характера.

До вступления в силу положений Федерального закона от 24 июля 2007 года № 221-ФЗ "О государственном кадастре недвижимости осуществлялся государственный технический учет [2].

Государственный технический учет и техническая инвентаризация объектов недвижимости осуществляется по единой для Российской Федерации системе и представляет собой неразрывно связанную последовательность действий по сбору, документированию, накоплению, обработке, учету и хранению сведений об объектах недвижимости.

Можно выделить основные задачи технической инвентаризации и технического учета объектов капитального строительства [3]:

- обеспечение полной объективной информацией органов государственной власти, на которые возложен контроль осуществления градостроительной деятельности;

- формирование в целях совершенствования планирования развития территорий и поселений обобщенной информационной базы об объектах капитального строительства и их территориальном распределении;

- обеспечение полноты и достоверности сведений о налоговой базе;

– информационное обеспечение функционирования системы государственной регистрации прав на недвижимое имущество и сделок с ним и государственного кадастра недвижимости;

– сбор и предоставление сведений об объектах капитального строительства для проведения государственного статистического учета.

В процессе проведения технической инвентаризации объектов недвижимости происходит присвоение инвентарного, реестрового, кадастрового номеров и внесения сведений об объекте на определенную дату в Реестр объектов недвижимости.

Результатом технической инвентаризации является технический паспорт, в котором отражается ряд сведений об объекте недвижимости: наличие объекта в натуре, фактическое его местоположение (адрес), собственник (владелец), границы, состав, назначение, использование, технические характеристики, стоимость, состояние, инвентарный, реестровый, кадастровый номер, а также отметка о внесении сведений о данном объекте в Реестр объектов недвижимости.

Постановлением Правительства от 30.04.2009 г. № 388 установлено, что:

1. Техническая инвентаризация объектов капитального строительства подразделяется на первичную техническую инвентаризацию и техническую инвентаризацию изменений характеристик объекта капитального строительства. Государственный технический учет объектов капитального строительства подразделяется на первичный государственный технический учет и государственный технический учет в связи с изменением характеристик объекта капитального строительства.

Первичный государственный технический учет объектов капитального строительства осуществляется по результатам первичной технической инвентаризации. В этом случае объектам капитального строительства в установленном порядке присваиваются инвентарный и кадастровый номера. Государственный технический учет в связи с изменением характеристик объекта капитального строительства осуществляется по результатам технической инвентаризации таких изменений. Техническая инвентаризация изменений характеристик объекта капитального строительства проводится в случае изменения технических или качественных характеристик объекта капитального строительства (перепланировка, реконструкция, переоборудование, возведение, разрушение, изменение уровня инженерного благоустройства, снос) на основании заявления заинтересованного лица о проведении такой инвентаризации.

Ранее же техническая инвентаризация объектов учета подразделялась на первичную, плановую и внеплановую. Первичной технической инвентаризации подлежали все объекты учета, техническая инвентаризация которых ранее не проводилась. Плановая техническая инвентаризация объектов

учета проводилась в целях выявления произошедших после первичной технической инвентаризации изменений и отражения этих изменений в технических паспортах и иных учетно-технических документах (не реже одного раза в пять лет). Внеплановая техническая инвентаризация объектов учета проводилась при изменении технических или качественных характеристик объекта учета, а также при совершении с объектом учета сделок, подлежащих государственной регистрации.

2. Отменена норма о проведении плановой технической инвентаризации объектов капитального строительства и соответственно жилых помещений не реже чем один раз в пять лет. Заинтересованные лица (органы государственной власти, органы местного самоуправления, физические и юридические лица) должны сами определять сроки проведения технической инвентаризации жилых помещений, объектов нежилого фонда и объектов незавершенного строительства.

3. Введены различия целей и задач государственного технического учета и технической инвентаризации объектов капитального строительства и государственного технического учета и технической инвентаризации объектов жилищного фонда.

4. Определено, что сведения об объектах капитального строительства, полученные от организаций (органов) по государственному техническому учету и (или) технической инвентаризации объектов капитального строительства, используются при осуществлении государственной регистрации прав на недвижимое имущество и сделок с ним, ведении государственного статистического учета, определении размера налога на имущество, внесении сведений о ранее учтенных объектах капитального строительства в государственный кадастр недвижимости, а также ведении реестра федерального имущества.

Однако утвержденного порядка государственного технического учета объектов капитального строительства, единого для всей территории страны, пока нет.

Специфика проведения технической инвентаризации промышленных объектов в отдельных отраслях производства регулируется специальными нормативными актами по техническому учету и технической инвентаризации [2 - 4].

Сегодня отсутствуют технические правила, кроме требований к форме Паспорта на индивидуальное жилищное строительство (ИЖС). При ведении технической инвентаризации также используются различные Строительные нормы и правила (СНиП), введенные в 80-90-е года, которые с тех пор практически не претерпевали изменений.

Отсутствие должной законодательно-нормативной документации существенно усложняет процесс перехода от технического учета к кадастровому.

С 2006 года на каждый объект технического учета формируется реестровое дело [5]. В состав реестрового дела включается экземпляр технического паспорта и копии правоустанавливающих документов на объект учета. В реестровое дело по объекту учета (здание, сооружение) помещаются формы кадастрового плана земельного участка, если земельный участок учтен в ГКН. Если земельный участок не учтен в ГКН, то в реестровое дело подлежит включению план земельного участка (ситуационный план), определяющий местоположение объекта учета, изготовленный организацией технической инвентаризации (ОТИ).

В переходный период Единый государственный реестр объектов капитального строительства (ЕГРОКС) состоит из раздела, содержащего записи об объектах учета на электронных носителях, и кадастровых дел, представляющих собой совокупность скомплектованных и систематизированных документов, на основании которых записи об объектах учета внесены в Реестровые записи [6].

При переходе к кадастровому учету был утрачен некоторые существенные характеристики объектов учета: вспомогательные литеры, описание таких конструктивных элементов как: материал и конструкция фундамента (опор, основания), сооружения, перекрытий, крыши, количество жилых комнат (для помещений), год реконструкции/капитального ремонта объекта учета, процент износа, сведения о благоустройстве (для объектов жилищного фонда), сведения о нарушении градостроительных и строительных норм и правил, наличие разрешения на строительство и прочие сведения, имеющие существенное значение для ведения реестра, сведения об обладателях вещных прав на объект учета, сведения об ограничениях/обременениях (при их наличии).

Вместе с тем добавлены новые сведения, такие как, описание местоположения объекта учета на земельном участке, кадастровый номер, сведения о кадастровой стоимости, сведения о прекращении существования объекта учета (дата снятия с государственного учета).

Очевидно, что состав сведений ЕГРОКС при техническом и кадастровом учете в переходный период не обладает той полнотой информации, которая использовалась при ведении технического учета объектов капитального строительства.

Приказом Минэкономразвития России от 11 января 2011 г. N 1 определены правила передачи копий технических паспортов и их электронных образов в органы кадастрового учета [7]. Объекты недвижимости, сведения о которых внесены в ГКН на основании переданных документов, считаются ранее учтенными объектами недвижимости [1].

Вместе с тем, в процессе объединения систем учета существуют негативные тенденции, требующие своего разрешения:

1. Законодательство в области технического учета практически не развито, что существенно усложняет переход к кадастровому учету объектов капитального строительства.
  2. Отсутствует законодательно урегулированное определение "объекта капитального строительства".
  3. Отсутствует четкая классификация объектов капитального строительства.
  4. Состав сведений Единого государственного реестра объектов капитального строительства, используемый при ведении кадастрового учета в переходный период значительно сокращен относительно начального состояния.
  5. Сведения, подлежащие передаче в органы кадастрового учета в рамках информационного взаимодействия, предоставлены не в полном объеме.
- Таким образом, можно отметить, что объединение кадастрового и технического учета является закономерным шагом на пути к созданию многоцелевого кадастра, предусматривающего интеграцию соответствующих информационных систем, объединение данных об объектах недвижимости, унификацию процедур оказания учетно-регистрационных услуг, и иных мероприятий организационного, технологического и правового характера. Использование такой системы позволит решать проблемы в различных сферах общественной и экономической жизни: регистрация объектов недвижимости; формирование ипотеки; управление земельными ресурсами; проведение сделок с недвижимостью и формирование земельного рынка; создание социально справедливой системы налогообложения; контроль использования земельных ресурсов; территориально-пространственное планирование; информирование общественности; охрана земель и т.д.

#### Литература.

1. Федеральный закон от 24 июля 2007 г. № 221-ФЗ «О государственном кадастре недвижимости» // «Российская газета» от 27 июля 2007 года, № 165.
2. Постановление правительства Российской Федерации от 4 декабря 2000 года №921 «О государственном техническом учете и технической инвентаризации в Российской Федерации объектов капитального строительства».
2. Постановление Правительства РФ от 30.04.2009г. № 388 "О внесении изменений в Постановления Правительства РФ от 4.12.2000г. № 921 и от 13.10.1997г. №1301".
3. Постановление Правительства Российской Федерации от 13.10.1997 № 1301 «О государственном учете жилищного фонда в Российской Федерации».
4. Инструкция о проведении учета жилищного фонда в Российской Федерации, утвержденная приказом Министерства Российской Федерации по земельной политике, строительству и жилищно-коммунальному хозяйству от 04.08.1998 № 37.
5. Приказ Минэкономразвития РФ от 8 сентября 2006 г. N 268 "Об утверждении Правил ведения Единого государственного реестра объектов капитального строительства".

6. Приказ Министерства экономического развития Российской Федерации от 14 октября 2011 г. N 577 "О порядке осуществления государственного учета зданий, сооружений, помещений, объектов незавершенного строительства в переходный период применения Федерального закона "О государственном кадастре недвижимости».

7. Приказ Минэкономразвития России от 11 января 2011 г. N 1 «О сроках и Порядке включения в государственный кадастр недвижимости сведений о ранее учтенных объектах недвижимости» сведения и документы, содержащие такие сведения, об объектах капитального строительства государственный кадастровый учет или государственный технический учет которых осуществлен до дня вступления в силу Федерального закона от 24.07.2007г. №221-ФЗ «О государственном кадастре недвижимости».

УДК 622.21

### **ОЦЕНКА ЗЕМЕЛЬНЫХ РЕСУРСОВ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С УЧЕТОМ СНИЖЕНИЯ ИНТЕНСИВНОСТИ ИЗЪЯТИЯ ЗЕМЕЛЬ**

**Курехин Е.В.**

*Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф.Горбачева*

*В статье рассмотрен один из актуальных вопросов оценки параметров земельных ресурсов при разработке угольных месторождений открытым способом с учетом снижения интенсивности изъятия земель.*

Разработка угольных месторождений в Кузбассе осуществляется открытым и подземным способами. За последние годы (2008-2012 гг.) происходит увеличение объемов добычи угля за счет разработки новых участков (разрезов) открытым способом. [1].

При этом уровень добычи угля в 2012 году был рекордным, в Кузбассе за 2012 г добыли угля 201,5 млн. тонн, это абсолютный исторический максимум [2].

Интенсивное изъятие земель под горные отвалы и отвалы происходит за счет увеличения количества собственников на право пользования недрами на разработку угольных месторождений.

Для минимизации ущерба от отчуждения земель под горные разработки необходимо создание технологии горных работ, при которых нарушение земель снижается.

Сокращение площадей нарушений земель горными работами и возврат в народнохозяйственное использование достигается при оптимальном режиме нарушения и рекультивации земель.

Развитие угледобывающей характеризуется рядом негативных последствий, обусловленных с высокой угленосностью относительно небольшого по площади бассейна. Это, прежде всего, относится к экологической обстановке.

Всего в области нарушено 62500 га земель [3]. При этом горные отводы составляют 33,9 %, внешние отвалы – 42,5 %, внутренние отвалы – 13 %, инфраструктура – 10,6 % [4].

В настоящее время в Кузбассе имеет острый недостаток необходимых площадей для размещения внешних отвалов, что является следствием концентрацией угледобывающих предприятий на ограниченных по площади угленасыщенных зонах.

Дальнейшее развитие открытого способа будет также связано с отчуждением земель, как под горные отводы, так и под отвалы. При этом необходимо учитывать, что существенным фактором, отражающим указанную тенденцию, должны быть экологические требования.

Анализ показал, что отчуждение земель является управляемым фактором, которое может быть осуществлено за счет применения ряда инновационных технологических, организационных и экологических решений.

Основными направлениями решения проблемы снижения отчуждения земель является применение ресурсосберегающих технологий: связанных с внутренним отвалообразованием при разработке наклонных и крутых залежей, а также пологих пластов, обрабатываемых по углубочно-сплошной системе; складирование вскрышной породы в выработанном пространстве ранее отработанных участков (карьерных полей); применение менее энергоёмкого оборудования обеспечивающего снижение затрат на перемещение вскрышных пород и снижение интенсивности изъятия земель.

Резервом при изъятии земель снижение площади под внешние отвалы, за счет размещения вскрышных пород в отработанном пространстве карьерного поля.

В методическом плане отсутствуют рекомендации по обоснованию параметров технологии отвалообразования вскрышных пород с размещением в выработанном пространстве отработанного карьерного поля.

Поэтому на основе способов размещения вскрышных пород в отвалах необходимо рассчитать параметры землепользования при разработке наклонных и крутых месторождений с учетом размещения вскрышных пород: во внутреннем и внешнем отвале; в отвале – выработанном пространстве отработанного карьерного поля [5].

Для оценки размещения объемов вскрышных пород во внешнем отвале с учетом использования вышеуказанного резерва необходимо использовать показатель (коэффициент), учитывающий размещение объемов вскрышных пород во внутреннем, внешнем отвале и в выработанном пространстве отработанного карьерного поля.

При этом площадь нарушенных земель для размещения вскрышных пород внешними отвалами определяется по формуле (1),  $m^2$ :



$$S_{\text{ВНШ}} = S_{\text{O}} \cdot K_{\text{ВНШ}}, \quad (1)$$

где  $S_{\text{O}}$  – площадь основания отвала,  $\text{м}^2$ ;  $K_{\text{ВНШ}}$  – коэффициент, учитывающий размещение объемы вскрышных пород во внешнем отвале (табл. 1), ед.

Коэффициент, учитывающий размещение вскрышных пород во внешнем отвале (2), ед.:

$$K_{\text{ВНШ}} = 1 - (K_{\text{ВП}} + K_{\text{ВНТ}}), \quad (2)$$

где  $K_{\text{ВП}}$ ,  $K_{\text{ВНТ}}$  – коэффициент, учитывающий размещение вскрышных пород соответственно в выработанном пространстве отработанного карьерного поля и во внутреннем и внешнем отвале (табл. 1), ед.

Средняя землеемкость отвала ( $\text{га}/\text{млн.м}^3$ ) с учетом формулы (2) определяется из соотношения (3):

$$Z_{\text{O.CP}} = \frac{S_{\text{O}} \cdot [1 - (K_{\text{ВП}} + K_{\text{ВНТ}})]}{V_{\text{H}} + V_{\text{КБ.У}} + V_{\text{КП.УЗ}}}, \quad (3)$$

где  $S_{\text{O}}$  – площадь основания отвала, га;  $V_{\text{H}}$  – объем наносов,  $\text{млн.м}^3$ ;  $V_{\text{КБ.У}}$ ,  $V_{\text{КП.УЗ}}$  – коренных пород соответственно безугольной и угленасыщенной зоны,  $\text{млн.м}^3$ .

Землеемкость извлечения угля ( $\text{га}/\text{млн.т}$ ) открытым способом (4):

$$Z = \frac{S_{\text{НЗ}}}{(Z_{\text{БЦ}} + 2 \cdot Z_{\text{БТ}}) \cdot (1 - K_{\text{П}}) \cdot \gamma}, \quad (4)$$

где  $S_{\text{НЗ}}$  – площадь нарушенных земель за весь срок службы разреза, га;  $Z_{\text{БЦ}}$  – балансовые запасы угля центрального участка,  $\text{млн.м}^3$ ;  $Z_{\text{БТ}}$  – балансовые запасы угля одного торцевого участка,  $\text{млн.м}^3$ ;  $K_{\text{П}}$  – коэффициент, учитывающий потери угля, ед.;  $\gamma$  – плотность угля,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

Площадь горного отвода (5) определяется проекцией площади карьера на дневную поверхность с учетом санитарно-защитной зоны [2].

$$S_{\text{ГО}} = S_{\text{КП}} + S_{\text{СЗЗ}}, \quad (5)$$

где  $S_{\text{КП}}$  – площадь карьерного поля,  $\text{км}^2$ ;  $S_{\text{СЗЗ}}$  – площадь санитарно-защитной зоны,  $\text{км}^2$ .

Площадь санитарно-защитной зоны [4] (6), км<sup>2</sup>.

$$S_{СЗЗ} = P_K \cdot l_{СЗЗ}, \quad (6)$$

где  $P_K$  – периметр карьерного поля в плане, км;  $l_{СЗЗ}$  – длина санитарно-защитной зоны, км.

Периметр карьера в плане (7), км:

$$P_K = 2 \cdot (L_K + B_K), \quad (7)$$

где  $L_K$ ,  $B_K$  – параметры карьерного поля в плане, соответственно длина и ширина карьера, км.

Площадь нарушенных земель (8) за период  $T$  (лет) определяется по формуле, км<sup>2</sup> [6]:

$$S_{НЗ} = (S_{ГО} + S_{ОТ}) \cdot K_K, \quad (8)$$

где  $S_{ГО}$  – площадь горного отвода, км<sup>2</sup>;  $K_K$  – коэффициент, учитывающий долю земель, нарушенных общекарьерными коммуникациями и сооружениями.

На основе вышеприведенной методики с учетом формул (1-8) разработан алгоритм (см. рис. 1) позволяющий определить параметры земельных ресурсов для изъятия земли с учетом снижения ресурсов для недропользования.

На рис. 2 и 3 приняты обозначения: схема А,С с размещения вскрышных пород - во внешнем отвале и частично (50 %) во внутреннего отвале; схема В, D - с размещения вскрышных пород во внешнем, частично (50 %) внутреннем отвале и в выработанном пространство отработанного карьера; схема В, Е - с полным размещением вскрышных пород в отвале - выработанном пространстве отработанного карьерного поля.

При разном уровне использования отвалов получены зависимости емкости извлечения угля (3) от глубины карьерного поля ( $H_k.k$ ) и угла падения залежи ( $\phi$ ) (рис. 2, 3).

Таблица 1 - Схемы размещения отвалов при разработке свит пластов наклонного и крутого падения

Схема	Виды	Схемы расположения отвалов
-------	------	----------------------------

	зале- жей	Внешний отвал	Внутрен- ний отвал	Отработан- ный карьер
А	Наклон- ная залежь			Нет
		$K_{ВНШ}=0,5-0,7$	$K_{ВНТ}=0,5-0,3$	$K_{ВП}=0$
В				
		$K_{ВНШ}=0,2-0,3$	$K_{ВНТ}=0,5-0,3$	$K_{ВП}=0,3-0,4$
С	Крутая залежь		Нет	Нет
		$K_{ВНШ}=1,0$	$K_{ВНТ}=0$	$K_{ВП}=0$
D			Нет	
		$K_{ВНШ}=0,7-0,5$	$K_{ВНТ}=0$	$K_{ВП}=0,3-0,5$
Е			Нет	
		$K_{ВНШ}=0$	$K_{ВНТ}=0$	$K_{ВП}=1,0$

*Примечание.  $K_{ВНТ}$ ,  $K_{ВНШ}$  – коэффициенты, учитывающие размещение вскрышных пород соответственно во внутреннем и внешнем отвале, ед.;  $K_{ВП}$  – коэффициент, учитывающий размещение вскрышных пород в выработанном пространстве отработанного карьерного поля, ед.*

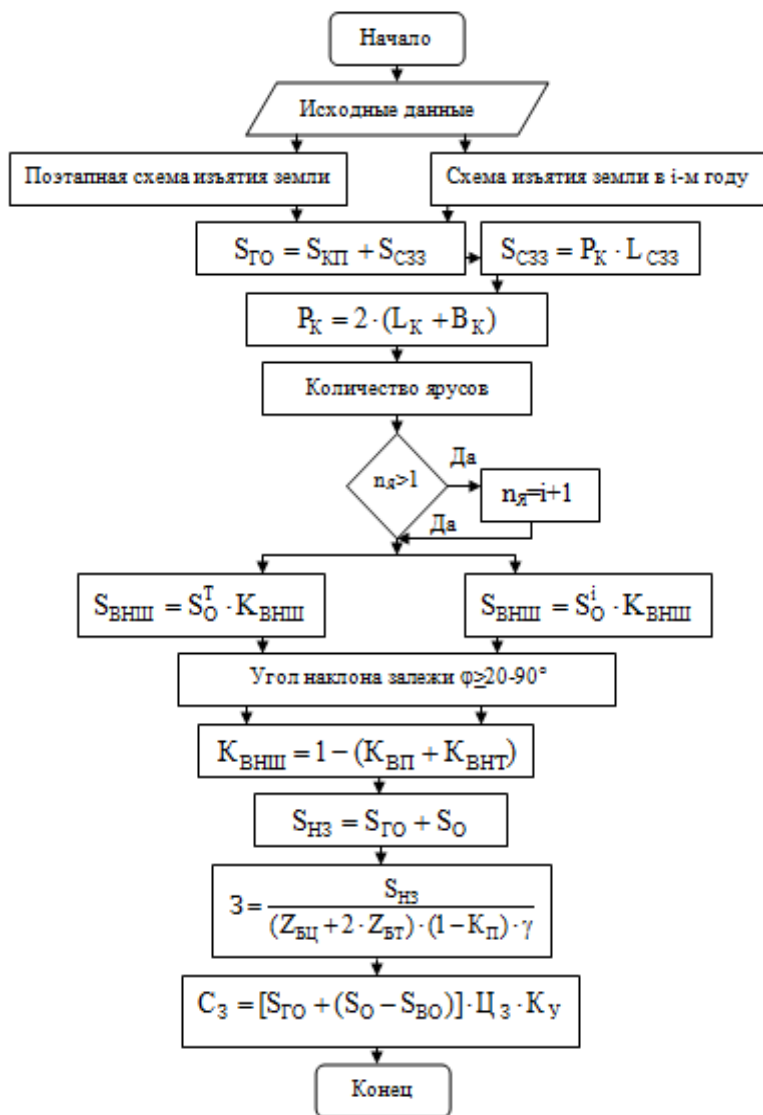


Рис. 1. Алгоритм расчета параметров земельных ресурсов с учетом горно-геологических условий угольного месторождения

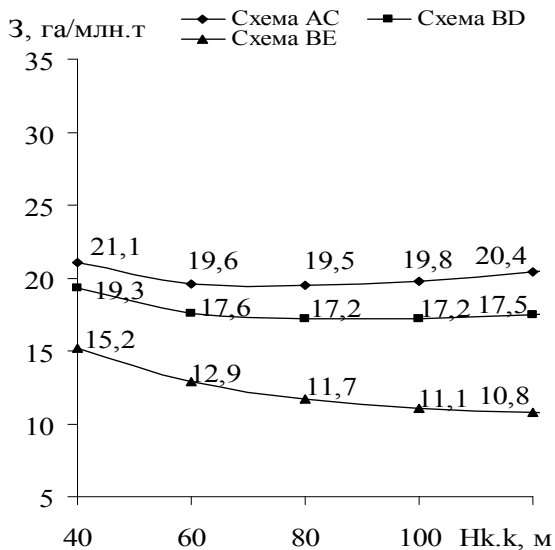


Рис. 2. Зависимость землеемкости извлечения угля (З) от глубины карьерного поля (Hк) при  $\varphi=40^\circ$

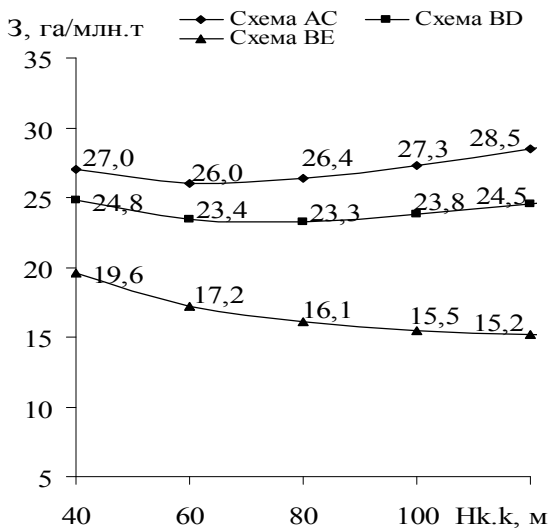


Рис. 3. Зависимость землеемкости извлечения угля (З) от глубины карьерного поля (Hк)  $\varphi=80^\circ$

Установлены оптимальные параметры землепользования при отвалообразовании с учетом глубины отработки карьерного поля и угла падения залежи.

Расчеты показали, что оптимальные параметры землеемкости составляют 13-26 га/млн.т при глубине карьерного поля  $H_k.k=60-100$  м.

Средняя землеемкость отвальных работ изменяется в диапазоне 13,8-29,8 га/м<sup>3</sup>.

Средняя землеемкость извлечения угля с учетом схем размещения отвалов (см. табл.1) составляет:

- при использовании внешнего отвала и части (50 %) внутреннего отвала 16,5-13,7 ( $\varphi=20^\circ$ ), 27,0-27,3 ( $\varphi=80^\circ$ ) га/млн.т;
- при использовании внешнего и частично (50 %) внутреннего отвала и части выработанного пространства отработанного карьерного поля 14,9-11,3 ( $\varphi=20^\circ$ ), 24,8-23,8 ( $\varphi=80^\circ$ ) га/млн.т;
- полном использовании выработанного пространства отработанного карьерного поля 14,9-11,3 га/млн.т/г ( $\varphi=20^\circ$ ) и 19,6-15,5 ( $\varphi=80^\circ$ ).

#### Литература

1. Кечкин Л.П. Кузнецкий угольный бассейн: опыт проведения аукционов и конкурсов на право пользования недрами./Л.П. Кечкин, Т.Б. Рогова, С.В. Шаклеин // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. - 2006. - № 2. - с. 74-80.
2. Ежемесячный деловой журнал "ДЕЛОВОЙ КУЗБАСС - НОВЫЙ ВЕК". [Электронный ресурс]. - URL: <http://delkuz.ru/content/view/16698/228/> (Дата обращения: 09.09.2013).
3. Перфилова У.В. Оценка накопленного экологического ущерба в Кемеровской области./ У.В. Перфилова. ИнЭКА. Новокузнецк, 2006 г. - 49 с.
4. Катанов И.Б. Охрана окружающей среды на открытых горных работах Кузбасса./ И.Б. Катанов.: учеб. пособие / КузГТУ. - Кемерово, 2012. - 145 с.
5. Курехин Е.В. Технологическая классификация комплексов оборудования для разработки угольных залежей с учетом экологических требований/ Е.В. Курехин, А.С. Ташкинов, А.А. Сысоев. Вестник КузГТУ, 2013 г. № 1 с. 44-48.
6. Корякин А.И. Оценка технологии открытой угледобычи по критериям ресурсопотребления./ А.И. Корякин. Вестник. КузГТУ, 1998 г. -№6. - 87 с.

## **АНАЛИЗ РЕЗУЛЬТАТОВ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДА НАИМЕНЬШИХ КВАДРАТОВ ДЛЯ ПРЕОБРАЗОВАНИЯ СИСТЕМ КООРДИНАТ**

**Подшивалов В.П., Кузьмич В.А.**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Беларусь*

*Предлагается преобразование различных систем координат с использованием метода наименьших квадратов. Приводятся результаты анализа точности преобразования в различных случаях, которые могут иметь место на практике.*

Комплексные инженерные изыскания наряду с другими включают в себя экологические [2]. Крупномасштабные топографические планы являются основой для отображения всех видов изысканий. Современные информационные и цифровые технологии картографирования существенно расширяют возможность применения баз данных в режиме реального времени. При этом, естественно, возникает проблема установления взаимосвязи разнообразных систем координат, в которых работают всевозможные ведомства в различные периоды времени. Один из возможных путей решения проблемы предлагается в нашей статье. При этом следует отметить существенный для практики факт, что здесь не нужно знать «ключей», связывающих системы координат, необходимы лишь связующие точки.

Вследствие разработки месторождений полезных ископаемых происходит деформация земной коры. Это приводит как к экологическим, так и к техническим проблемам. Происходит просадка земной поверхности, деформация пород над горными выработками и под отвалами, повышается сейсмическая активность, образуются провалы, пустоши, овраги, нарушается гидрогеологический баланс, плодородный слой почвы, происходит ее эрозия. Деформация почвенного слоя приводит к сбою процессов, происходящих в нем и, как следствие, к его деградации, истощению, что в свою очередь оставляет негативный отпечаток на сельском хозяйстве.

Деформация земной поверхности так же является одной из проблем маркшейдерско-геодезических служб горных предприятий, так как пункты маркшейдерского обоснования претерпевают значительные по величине изменения пространственных координат. В результате необходимо проводить постоянный мониторинг их положения и проверять геометрические связи между ними. Обычно при создании опорной маркшейдерской сети горного предприятия применяется условная система координат, а опорными пунктами являются пункты государственной геодезической сети. Как правило, возникает проблема установления связи между этими системами координат. Необходимы формулы и правила, по которым координаты точек одной системы можно получить в другой (такие «ключи», по разным причинам могут отсутствовать и часто оказываются труднодоступными).

По нашему мнению для решения этой задачи маркшейдерско-геодезическим службам целесообразно применять статистические методы. Одним из таковых является метод наименьших квадратов. Он представляется одним из эффективных методов, находящих самое широкое применение. Достоинство метода наименьших квадратов в том, что он дает не только количественные вероятнейшие значения неизвестных величин, но и их интервальные оценки.

Допустим, что существует некоторая система  $O'X'Y'$ . Необходимо преобразовать координаты точек этой системы в другую систему  $OXY$ . Алгоритм исследования приведен в статье [1].

Зависимость между координатами точек устанавливается с помощью известных формул аналитической геометрии:

$$\begin{cases} x' = (x \cos \alpha - y \sin \alpha)m + a \\ y' = (x \sin \alpha + y \cos \alpha)m + b \end{cases} \quad (1)$$

где  $x'$  и  $y'$  - координаты системы  $O'X'Y'$ ;  $x$  и  $y$  - координаты системы  $OXY$ ;  $\alpha$  - угол разворота систем координат;  $a$  и  $b$  - координаты центра системы  $O'X'Y'$  в системе  $OXY$ ;  $m$  - масштаб преобразования.

Так как надо найти 4 неизвестных величины:  $a, b, \alpha, m$  центра одной системы в другой, то значения параметров преобразования находятся по двум связующим точкам, приводящим к системе из четырех уравнений вида (1), отсюда следуют их вероятнейшие приближенные значения:

$$\begin{cases} m_0 = \sqrt{\frac{\delta'_x{}^2 + \delta'_y{}^2}{\delta_x^2 + \delta_y^2}}; & \operatorname{tg} \alpha_0 = \frac{\delta'_y \delta_x - \delta'_x \delta_y}{\delta'_x \delta'_x + \delta'_y \delta'_y} \\ a_0 = \frac{x'_1 + x'_2}{2} - m_0 \left( \frac{x_1 + x_2}{2} \cos \alpha_0 - \frac{y_1 + y_2}{2} \sin \alpha_0 \right) \\ b_0 = \frac{y'_1 + y'_2}{2} - m_0 \left( \frac{x_1 + x_2}{2} \sin \alpha_0 + \frac{y_1 + y_2}{2} \cos \alpha_0 \right) \end{cases} \quad (2)$$

где  $\delta_x, \delta_y, \delta'_x, \delta'_y$  - обозначения приращений координат для двух связующих точек.

Если число связующих точек больше 2-х, то, используя принцип наименьших квадратов, находятся поправки к измеренным величинам  $\Delta a, \Delta b, \Delta \alpha, \Delta m$ . В результате находятся вероятнейшие значения параметров преобразования:



$$\begin{aligned}
 a &= a_0 + \Delta a \\
 b &= b_0 + \Delta b \\
 \alpha &= \alpha_0 + \Delta \alpha \\
 m &= m_0 + \Delta m
 \end{aligned}
 \tag{3}$$

Далее вычисляются поправки в координаты системы  $O'X'Y'$  для преобразования в систему  $OXY$   $\Delta x_i$  и  $\Delta y_i$ :

$$\begin{cases}
 \Delta x_i = A_{xi} \Delta \alpha + B_{xi} \Delta m + \Delta a + \Delta L_{xi} \\
 \Delta y_i = A_{yi} \Delta \alpha + B_{yi} \Delta m + \Delta b + \Delta L_{yi}
 \end{cases}
 \tag{4}$$

где  $A_{xi}, A_{yi}, B_{xi}, B_{yi}, L_{xi}, L_{yi}$  – обозначения, приводящие уравнения, правые части которых разложены по формуле Тейлора, системы (1), к стандартному виду параметрических уравнений.

В завершении вычисляются вероятнейшие значения координат условной системы в системе  $OXY$ . Статистическая оценка производится с помощью стандартов:

$$\begin{aligned}
 \mu &= \sigma_{xy} = \sqrt{\frac{\sum_1^n (\Delta x_i^2 + \Delta y_i^2)}{2(n-1)}} \\
 \sigma_\alpha &= \mu \sqrt{\sum_1^n (A_{xi}^2 + A_{yi}^2)} \\
 \sigma_m &= \mu \sqrt{\sum_1^n (B_{xi}^2 + B_{yi}^2)} \\
 \sigma_a &= \mu \sqrt{n} \\
 \sigma_b &= \mu \sqrt{n}
 \end{aligned}
 \tag{5}$$

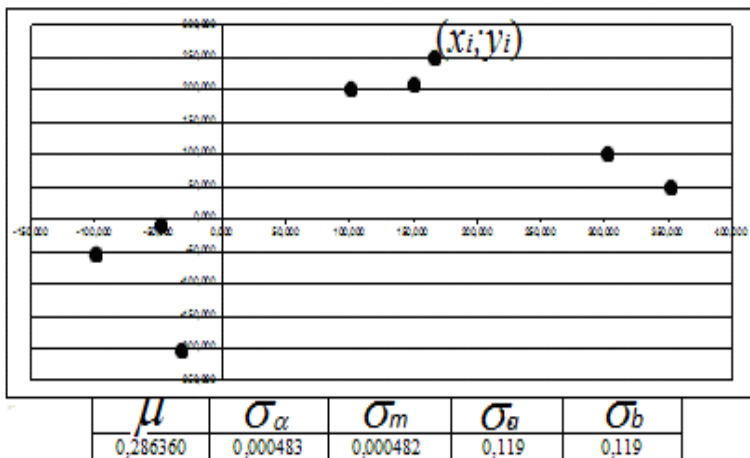
Исследования проведены на моделях, вычисления выполнены в программе Excel.

Сначала было рассмотрено 8, затем 16 пунктов с известными координатами в системе  $OXY$  (рис. 1).

Были взяты точные параметры преобразования  $m, a, b, \alpha$ , относительно которых вычислили точные значения координат данных пунктов в условной системе  $O'X'Y'$ . С помощью генератора случайных чисел исказили эти значения. По предложенному методу нашли приближенные значения параметров преобразования, затем вероятнейшие поправки в координаты и, после введения этих поправок в искаженные значения координат в систе-

му  $O'X'Y'$ , получили вероятнейшие значения координат условной системы для преобразования в систему  $OXY$ .

а)



б)

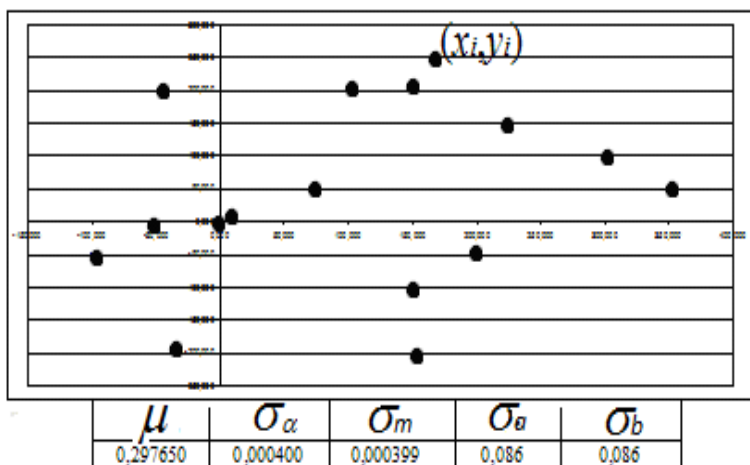
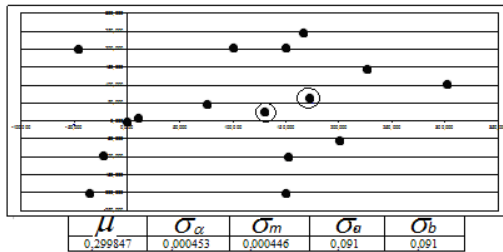


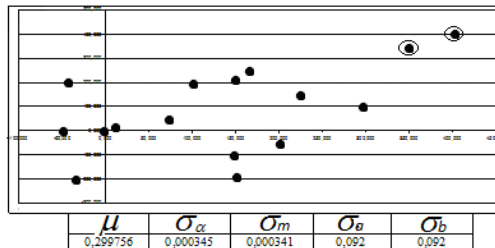
Рис.1. Расположение пунктов в системе  $OXY$   
а) 8 пунктов; б) 16 пунктов

Рассматривали различные положения связующих пунктов (и близкое и далекое относительно друг друга и остальных пунктов) (рис. 2).

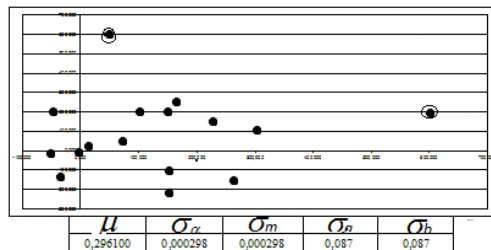
а)



б)



в)



г)

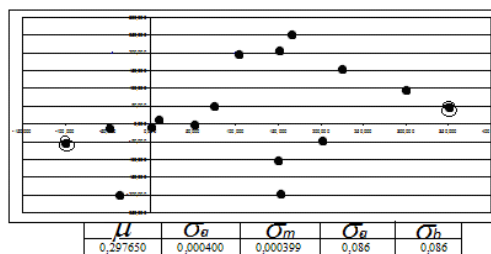


Рис. 2. Расположение двух связующих точек относительно остальных пунктов системы  $OXY$

Результат исследования приведен в табл. 1 и 2.

Таблица 1 – Результат исследования

Рассматриваемые случаи	Значения параметров преобразования			
	<i>a</i>	<i>b</i>	<i>m</i>	$\alpha$
а	точные			
	1000,000	1500,000	1,000000	0°12'00"
	приближенные			
	999,775	1500,521	0,998920	0°08'39"
	вероятнейшие			
	999,989	1500,045	0,999896	0°11'00"
б	точные			
	1000,000	1500,000	1,000000	0°12'00"
	приближенные			
	1000,191	1500,034	0,996796	0°10'47"
	вероятнейшие			
1000,020	1500,027	0,999755	0°11'20"	
в	точные			
	1000,000	1500,000	1,000000	0°12'00"
	приближенные			
	1005,130	1502,397	0,980012	0°24'47"
	вероятнейшие			
999,996	1500,009	0,999988	0°11'36"	
г	точные			
	1000,000	1500,000	1,000000	0°12'00"
	приближенные			
	1002,034	1500,445	0,973119	0°13'22"
	вероятнейшие			
999,993	1500,013	1,000025	0°11'27"	

Таблица 2 – Вероятнейшие ошибки параметров связи

Рассматриваемые случаи	Ошибки параметров преобразования			
	$a$ , м	$b$ , м	$m$	$\alpha$ , ° ' "
а	до обработки			
	0,225	0,521	0,001080	0°03'21"
	после обработки			
	0,011	0,045	0,000104	0°01'00"
б	до обработки			
	0,191	0,034	0,003204	0°01'13"
	после обработки			
	0,020	0,027	0,000245	0°00'40"
в	до обработки			
	5,130	2,397	0,019988	0°12'47"
	после обработки			
	0,004	0,009	0,000012	0°00'24"
г	до обработки			
	2,034	0,445	0,026881	0°01'22"
	после обработки			
	0,007	0,013	0,000025	0°00'33"

Проведенные исследования позволили сделать следующие выводы:

1. Работает известный принцип метода наименьших квадратов применительно к данной ситуации. Значительно приближаются искаженные значения параметров преобразования и координат пунктов к истинным.
2. Существенное увеличение числа связующих пунктов не оказывает значительного влияния на точность преобразования.
3. Расположение связующих точек влияет на значения поправок к координатам и параметрам преобразования. Чем дальше удалены связующие пункты друг от друга по координатам, тем точнее параметры преобразования и ближе к истинным значения координат пунктов.

Литература

1. Подшивалов, В. П. Оценка параметров преобразования координат на плоскости методом наименьших квадратов / В. П. Подшивалов // Автоматизированные технологии изысканий и проектирования. – М., 2010. - № 7. – С. 69-71
2. Подшивалов В.П. О проблемах комплексных инженерных изысканий при переходе к использованию современных научно-технических возможностей / В.П. Подшивалов, А.С. Назаров // Инженерные изыскания – М., 2010. - № 11. – С. 60-62

**КОНЦЕПТУАЛЬНЫЕ ОСНОВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ  
ИНВЕСТИЦИОННОЙ МОДЕЛИ РЕСТРУКТУРИЗАЦИИ В УСЛОВИЯХ  
УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ УКРАИНЫ**

**Сердюк А.С.**

*Донецкий национальный технический университет*

*В статье предложена концепция инвестиционной модели реструктуризации, которую целесообразно использовать в условиях угольной отрасли Украины. Подробно описаны и рассмотрены формы государственно-частного партнёрства, на которых основывается данная модель. Спрогнозированы преимущества и пользы, полученные в результате использования инвестиционной модели реструктуризации угольной отрасли.*

Каждая страна мира имеет ряд соответствующих экономических и социальных особенностей. В связи с этим, использование одинаковых моделей для реструктуризации различных отраслей экономики в этих странах невозможно. Не исключением является угольная отрасль, процесс реструктуризации которой представляет собой сложный процесс внутренних и внешних преобразований, направленных на улучшение работы отрасли и как следствие, состояния экономики в целом. Процесс реформирования угольной промышленности заключается в совокупном использовании отдельных форм реструктуризации в определенной последовательности. Порядок использования этих форм зависит от многих внешних и внутренних факторов, влияющих на процесс реформирования отрасли в целом.

Как показывает зарубежный опыт, в условиях трансформации экономики реструктуризация заключалась преимущественно в закрытии убыточных угледобывающих предприятий и приватизации перспективных. Таким образом, угольная промышленность полностью переходила в частную собственность и государство не имело влияния на работу отрасли. Такой сценарий реструктуризации является эффективным в высокоразвитых странах с рыночной экономикой, когда государство за счет бюджетных средств может предоставить в полном объеме социальную помощь высвобожденным рабочим и имеет полную независимость от собственного угля. В условиях Украины такое развитие событий неприемлемо потому, что: во-первых, государственный бюджет Украины не в состоянии выделить достаточно средств для физической ликвидации шахт и предоставления социальной помощи высвобожденным рабочим, во-вторых, государство в значительной мере зависит от собственного угля, особенно в современных условиях, когда имеет высокую цену на газ. Поэтому, основная цель реструктуризации угольной отрасли Украины заключается, в сохранении и развитии собственных угледобывающих предприятий.

Современные экономические условия не позволяют финансировать все потребности угольной отрасли в полном объеме. Также на данном этапе государство не имеет возможности инвестирования необходимого количества средств для развития угледобывающих предприятий.

Учитывая необходимость сохранения собственной угольной промышленности и неспособность государства предоставить средства для развития предприятий, возникает вопрос о поиске альтернативных источников привлечения инвестиций в отрасль. Выходом из этой ситуации может быть широкое внедрение модели государственно - частного партнерства в масштабах всей угольной отрасли Украины. Данная модель предусматривает привлечение частных инвестиций посредством использования соответствующих форм государственно - частного партнерства, а именно: концессии, аренды добывающих участков, аренды предприятий, бесплатной приватизации. На основе использования этих четырех основных форм, базируется разработанная нами инвестиционная модель реструктуризации угольной отрасли. Итак, вначале рассмотрим каждую форму государственно - частного партнерства, которые входят в основу инвестиционной модели реструктуризации.

*Концессия.* В общем смысле концессия - это передача государством в управление любой зарубежной или отечественной фирме части своих природных богатств, предприятий и технологических комплексов, других объектов. Важным отличием концессии является то, что стороной в правоотношениях является государство, а разрешение на деятельность связано с государственным монопольным правом на определении ресурсы или на осуществление определенной деятельности, которая является прерогативой (монополией) государства [1].

В современных условиях внедрения концессионной формы собственности в угольную промышленность позволит, в первую очередь, прекратить дотирование предприятий отрасли со стороны государства, тем самым уменьшив нагрузку на государственный бюджет, а также за счет инвестиционных средств переоборудовать шахты, следовательно, улучшить условия труда.

Значительным преимуществом предоставления предприятий угольной отрасли в концессию является то, что концессионеру передается целостный имущественный комплекс, то есть вместе со своей социальной сферой - больницей, детским садом, клубом. А еще после подписания договора концессионер берет на себя все долги и обязательства предприятия (уплата налогов, и расчеты с кредиторами, если таковые имеются) [2].

Главное отличие концессии от приватизации и аренды заключается в том, что имущество, предоставленное инвестору в концессию, остается в государственной собственности, и после завершения срока действия оно воз-

вращается уполномоченному государственному органу. При этом все новое и модернизированное оборудование также передается государству, то есть договор концессии не является основанием для перехода имущества из государственной собственности в частную [2].

Следовательно, предоставление предприятий в концессионную форму собственности позволяет привлечь частные средства для развития отрасли в целом, при этом сохраняя государственное право собственности. Кроме того, средства, полученные от концессии, значительно больше, чем средства от аренды или приватизации.

*Аренда угледобывающего предприятия.* Аренда - это передача государством во временное пользование частному лицу, части своих природных богатств, предприятий, технологических комплексов и других объектов. При этом юридически объект аренды остается в государственной собственности.

В случае передачи в аренду угледобывающего предприятия, арендатор вправе по своему усмотрению организовывать работу на предприятии (кроме случаев, предусмотренных в договоре аренды), добытый уголь является его собственностью. В свою очередь арендатор обязан своевременно вносить арендную плату и соблюдать установленные в договоре аренды условия.

Аренда угледобывающих участков. Сущность данной формы государственно-частного партнерства заключается в передаче частному лицу, участка шахтного поля и основных средств производства, в пользование. Особенностью этой формы является то, что арендатор работает в рамках действующего государственного предприятия и постоянно взаимодействует с государственными исполнителями. В случае передачи в аренду добычного участка, арендатор вправе организовывать и управлять работой арендованного объекта. Добытый на этом участке уголь является собственностью арендатора. В свою очередь, арендатор обязуется кроме арендной платы выплачивать амортизацию, если он арендует участок с имущественным комплексом. Также арендатор платит шахте за пользование шахтной инфраструктурой (выработками, рельсовыми путями, конвейером, стволом). В этом случае государственная шахта является поставщиком услуг по эксплуатации собственной инфраструктуры, которые заключаются в следующем: поддержание в рабочем состоянии основных горных выработок, транспортировка угля с арендованного добычного участка на поверхность, обеспечение участка электроэнергией, проведение вспомогательных выработок (если это оговорено в договоре аренды).

Преимуществом этой формы реструктуризации является то, что государственные шахты могут рассчитать свое финансовое положение на предстоящий период. Прибыль шахты не будет зависеть от уровня добычи, так как согласно действующему законодательству арендатор обязан выплачивать установленную договором арендную плату независимо от последст-



вий своей деятельности. Итак, шахта будет иметь стабильные условия существования на установленный период времени.

*Бесплатная приватизация угледобывающего предприятия.* Данная форма предложена как альтернатива ликвидации. На сегодняшний день, в Украине функционирует определенное количество шахт, на которых себестоимость угля в 2-3 раза превышает цену реализации. Содержание данных предприятий за счет государственного бюджета, нецелесообразно. Ликвидация этих шахт также невозможна, потому что: во-первых, нет достаточно средств для выполнения ликвидационных мероприятий в полном объеме, во-вторых, нет возможности предоставления полного пакета социальной помощи высвобожденным рабочим, в-третьих, отсутствует возможность трудоустройства всех высвобожденных работников. Еще одной, наиболее важной причиной невозможности ликвидации нерентабельных шахт, является то, что даже убыточные предприятия которые дотируются со стороны государства, приносят большую пользу регионам, где они расположены. Это связано с тем, что предоставляя дотации, государство поддерживает не только производство, но и социальное положение населения прилегающих районов. Поэтому государственные дотации в угольную отрасль, следует рассматривать как своеобразное социальное финансирование. Учитывая вышесказанное, отметим, что сохранение как можно большего количества угледобывающих предприятий, должно быть основной идеей предстоящей реструктуризации. Именно поэтому мы предлагаем, наименее перспективные и нерентабельные шахты передавать в бесплатную приватизацию.

Бесплатная приватизация является своеобразным стимулирующим фактором, который побуждает частное лицо к инвестированию средств в предприятия, которые имеют низкий уровень инвестиционной привлекательности. Но при передаче подобных предприятий в бесплатную приватизацию, лицо которое получает объект, должно взять на себя ряд обязанностей по его развитию. Первым пунктом обязательств, должно быть сохранение имеющегося количества работников с соответствующим уровнем заработной платы. Второй пункт должен содержать положения о дальнейшем функционировании и развитии предприятия. Третий пункт должен оговаривать социальные гарантии и защиту работников. В случае невыполнения какого-либо из этих пунктов, договор о бесплатной приватизации должен быть аннулирован.

Рассматривая бесплатную приватизацию как альтернативу ликвидации, отметим, что использование данной формы государственно-частного партнерства позволяет рационально решать проблемы угледобывающих предприятий, которые имеют низкий уровень инвестиционной привлекательности. В чем же концептуальное отличие бесплатной приватизации от

обычной. В том, что первая предполагает более тесное взаимодействие между государством и собственником предприятия. Государство устанавливает обязательства для владельца и контролирует их соблюдение, то есть постоянно наблюдает за ходом работ. Именно поэтому мы определили бесплатную приватизацию как форму государственно-частного партнерства и включили ее в состав инвестиционной модели реструктуризации. Итак, особенностью инвестиционной модели реструктуризации угольной отрасли является то, что главная ее цель состоит в сохранении и развитии угледобывающих предприятий за счет частных инвестиций. Основная концепция данной модели, построена на взаимовыгодном сотрудничестве между государством и представителями частного капитала, на основе использования соответствующих форм государственно-частного партнерства. Выбор формы сотрудничества зависит от текущего состояния конкретного предприятия. Чем ниже инвестиционная привлекательность шахты, тем более выгодную для предпринимателя форму сотрудничества предлагает государство. Данный подход выравнивает шансы всех предприятий на получение инвестиций.

Выбор соответствующей формы государственно-частного партнерства осуществляется путем группировки шахт по уровню инвестиционной привлекательности и анализа каждого предприятия по различным аспектам деятельности. На основе общего соотношения этих факторов, принимается окончательное решение.

Таким образом, на основе совокупного использования соответствующих форм государственно-частного партнерства, формируется инвестиционная модель реструктуризации. Правовой механизм функционирования, которой предусматривает временную передачу части государственных полномочий в частные руки, с целью привлечения инвестиций. Комплект предоставленных полномочий зависит от выбранной формы. Комплекс мероприятий по реконструкции и модернизации предприятия, определяется в индивидуальном порядке в процессе составления и подписания соответствующего договора.

Государственное регулирование инвестиционной модели реструктуризации осуществляется на основе совокупного использования административных и экономических инструментов. Обычно их использования обусловлено состоянием и потребностями определенного предприятия, опираясь на которые, государство определяет отдельную форму реструктуризации и комплекс мероприятий относительно его.

Инвестиционная модель реструктуризации предусматривает принципиально новый подход к решению вопросов, связанных с возникновением негативных последствий в процессе реструктуризации. Решению этих вопросов способствуют такие экономические факторы, как: сохранение

основного количества угледобывающих предприятий, которые обеспечивают страну углем и платят значительные налоги; регулярная уплата в государственный бюджет соответствующих платежей (концессионный, арендный) получения местными бюджетами дополнительных финансовых поступлений. Таким образом, на основе этих факторов повышается общая инвестиционная привлекательность региона в целом.

Таблица - Цели и задачи инвестиционной модели реструктуризации угольной отрасли

<b>Субъекты</b>	<b>Цели</b>	<b>Задачи</b>	<b>Показатели эффективности</b>
<b>Государство</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Создание рентабельной угольной отрасли</li> <li>- Увеличение уровня добычи угля</li> <li>- Создание новых рабочих мест</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Разработка программы реструктуризации</li> <li>- Создание благоприятных условий для инвестора</li> <li>- Контроль за соблюдением инвесторских обязательств</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Прибыльное функционирование отрасли</li> <li>- Высокий уровень добычи</li> <li>- Высокая занятость населения</li> </ul>
<b>Бизнес</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Добыча собственного угля</li> <li>- Уменьшение себестоимости</li> <li>- Получение прибыли от продажи угля</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Получение предприятия в аренду или концессию</li> <li>- Модернизация и переоснащение производства</li> <li>- Создание новых производственных мощностей</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Добыча собственного топлива</li> <li>- Выгодная продажа на рынке угля</li> </ul>
<b>Регион</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Привлечение инвестиций в регион</li> <li>- Занятость населения</li> <li>- Повышение благосостояния населения</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Способствование инвесторской деятельности на местном уровне</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Высокие налоговые отчисления в местный бюджет</li> <li>- Высокое благосостояние населения</li> <li>- Развитие малого бизнеса</li> </ul>

Кроме улучшения экономических показателей отрасли, инвестиционная модель реструктуризации позволяет решать вопросы социального характера, такие как: создание новых рабочих мест, повышения благоустройства населения за счет повышения рентабельности угледобывающих предприятий, развитие малого бизнеса в регионах, увеличение объемов финанси-

рования объектов социальной инфраструктуры городов находящихся на балансе шахт, повышение суммы налоговых отчислений в местные бюджеты и т.д..

Итак, анализируя методологические основы инвестиционной модели реструктуризации угольной отрасли, отметим, что взаимодействие власти, бизнеса и общества опирающееся на концептуальные основы этой модели, позволяет комплексно решать вопросы, которые бы удовлетворяли их общим интересам (табл.).

Таким образом, каждый из субъектов государственно-частного партнерства будет иметь стимул к надлежащему исполнению возложенных на него функций. От эффективности выполнения, которых будет зависеть конечный результат реструктуризации угольной отрасли. Поэтому данную модель можно представить как своеобразный трехсторонний договор, где каждый субъектов имеет определенные права и обязанности, а также разграничены сектора ответственности.

Литература

1. Электронный юридический словарь [Электронный ресурс]: Режим доступа: <http://yurist-online.com/uslugi/yuristam/slovar/k/2883.php>
2. Тимошук Н. Концессия угольных предприятий как путь к инвесторам / Н. Тимошук // Голос Украины. – 2011. - №78. – С. 3

УДК 332.1

## **О ПРОБЛЕМАХ, ВОЗНИКАЮЩИХ ПРИ ВЕДЕНИИ ГОСУДАРСТВЕННОГО КАДАСТРА НЕДВИЖИМОСТИ НА СОВРЕМЕННОМ ЭТАПЕ**

<sup>1</sup> Устинова Е.А., <sup>2</sup> Хвалей Н.Е.

*Тульский государственный университет,  
ФГБУ «ФКП Росреестра» по Тульской области*

*В статье рассмотрены проблемы, возникающие при ведении государственного кадастра недвижимости в Тульской области, и способы их устранения*

Понятие государственного кадастра недвижимости (далее – ГКН) определено основным законом в сфере государственного кадастрового учета – Федеральным законом от 24.07.2007 № 221-ФЗ «О государственном кадастре недвижимости (далее – Закон о кадастре).

На территории Тульской области органом кадастрового учета является филиал федерального государственного бюджетного учреждения «Федеральная кадастровая палата Федеральной службы государственной регистрации кадастра и картографии (ФГБУ «ФКП Росреестра»), который предоставляет следующие государственные услуги:

- осуществление государственного кадастрового учета недвижимого имущества, в том числе ведение ГКН;
- предоставление сведений, внесенных в ГКН;
- прием документов на государственную регистрацию прав на недвижимое имущество и сделок с ним, выдача документов после проведения государственной регистрации прав на недвижимое имущество и сделок с ним;
- прием документов на предоставление сведений из Единого государственного реестра прав на недвижимое имущество и сделок с ним, выдача документов, в виде которых предоставляются сведения, содержащиеся в Едином государственном реестре прав на недвижимое имущество и сделок с ним.

Рассмотрим проблемы, возникающие при осуществлении данной деятельности.

1. При ведении ГКН выявляются случаи наличия пересечения и наложения границ земельных участков, что согласно нормам действующего законодательства является причиной отказа в предоставлении сведений ГКН в виде кадастрового паспорта при обращении заинтересованных лиц.

Причинами возникновения таких ошибок являются:

- Изменение подхода к осуществлению кадастрового учета земельных участков ответственного ведомства (Росземкадастр – Роснедвижимость - Росреестр) и, соответственно, различие его реализации в программных комплексах. Так, например, при ведении базы данных в ПК ЕГРЗ отсутствовала автоматическая настройка по определению допустимой величины пересечения земельных участков. В ПК АИС ГКН установлена настройка параметров пространственного анализа пересечения границ земельных участков, которая составляет 0.01 м. Данные случаи пересечения границ ранее учтенных или учтенных земельных участков определяются как кадастровые ошибки в сведениях ГКН.

- Осуществление государственного кадастрового учета земельных участков, образованных в результате раздела, перераспределения земельных участков или выдела из земельных участков. Согласно п. 4 ст. 22.2 Федерального закона № 122-ФЗ от 21.07.1997г. «О государственной регистрации прав на недвижимое имущество и сделок с ним», государственная регистрация прав осуществляется одновременно в отношении всех земельных участков, образуемых при разделе, перераспределении земельных участков или выделе из земельных участков. В соответствии с п. 53 Порядка ведения государственного кадастра недвижимости, утвержденного Приказом Минэкономразвития РФ «Об утверждении Порядка ведения государственного кадастра недвижимости» от 04.02.2010 №42, в отношении образованных объектов недвижимости «временный» статус кадастро-

вых сведений изменяется на «учтенный», а в отношении преобразуемых объектов недвижимости — на «архивный» в случае поступления в порядке информационного взаимодействия от органа, осуществляющего государственную регистрацию прав, документов о зарегистрированных вещных правах на все образованные объекты недвижимости.

Однако если осуществлена регистрация прав на один или несколько земельных участков, образованных вышеуказанным способом, а на какой-либо из вновь образованных земельных участков регистрация прав не осуществлена, то основания для присвоения исходному земельному участку статуса «архивный» отсутствуют. В данном случае определяется наложение границ исходного земельного участка и границ образованных из него «учтенных» земельных участков.

- Наличие кадастровых и технических ошибок в сведениях о местоположении границ земельных участков. В соответствии с Приказом Управления Росреестра по Тульской области от 28.09.2011 № П/223 «О местной системе координат МСК-71.1» с 10.10.2011г. на территории Тульской области для ведения ГКН, выполнения кадастровых работ и проведения землеустройства установлена местная система координат МСК-71.1. До проведения работ по пересчету координат узловых и поворотных точек земельных участков в единую систему координат ведение ГКН осуществлялось в разных системах координат. В частности, для населенных пунктов были установлены местные системы координат, для межселенных территорий – СК 63 года. В связи с чем, выявить пересечение границ земельных участков при постановке на учет не представлялось возможным. Также отсутствие в ГКН границ населенных пунктов не позволяло выявить наличие кадастровой ошибки при установлении местоположения границ земельных участков. Таким образом, у органа кадастрового учета отсутствовали основания для принятия решения о приостановлении или отказе в постановке на государственный кадастровый учет объекта недвижимости или государственном кадастровом учете изменений объекта недвижимости. После осуществления работ по пересчету координат в единую местную систему координат в сведениях ГКН выявлены случаи пересечения ранее установленных границ учтенных и ранее учтенных земельных участков.

Например, содержащиеся в базе данных ГКН сведения о границах на местности и координатах поворотных точек единого землепользования с К№ 71:09:010101:140, в состав которого входят обособленные земельные участки с К№ 71:09:010101:143 и 71:09:010101:144, и землепользования с К№ 71:09:010101:121 определяют пересечение границ данных земельных участков (рисунок). А именно: одна из границ обособленного земельного участка с К№ 71:09:010101:143 пересекает границу земельного участка с

К№ 71:09:010101:121, а границы обособленного земельного участка с К№ 71:09:010101:144 накладываются на земельный участок с К№71:09:010101:121. Таким образом, формирование и выдача сведений ГКН в виде кадастрового паспорта земельного участка с К№71:09:010101:140 и земельного участка с К№ 71:09:010101:121 не представляется возможным.

Для устранения причин отказа в выдаче кадастрового паспорта необходимо проведение ряда кадастровых работ по ликвидации причин пересечения границ земельных участков.

В данном случае в соответствии с ч. 1 ст. 28 Закона о кадастре воспроизведенная в ГКН ошибка в документе, на основании которого вносились сведения в ГКН, является кадастровой ошибкой.

Кадастровая ошибка в сведениях подлежит исправлению в порядке, установленном для учета изменений соответствующего объекта недвижимости (если документами, которые содержат такую ошибку и на основании которых внесены сведения в ГКН, являются документы, представленные в соответствии со статьей 22 Закона о кадастре, либо на основании вступившего в законную силу решения суда об исправлении такой ошибки (ч.4 ст. 28 Закона о кадастре), а также исправление ошибок в местоположении границ ранее учтенных земельных участков осуществляется с учетом рекомендаций, изложенных в Письме Минэкономразвития России от 27.03.2009 N 4448-ИМ/Д23.



Рисунок. Публичная кадастровая карта

Формирование и выдача кадастрового паспорта земельного участка с К№ 71:09:010101:140 возможны только после внесения изменений в сведения ГКН, устраняющих пересечение границ земельных участков, на основании документов об исправлении кадастровой ошибки по земельному участку с

КН 71:09:010101:140, либо по земельному участку с КН 71:09:010101:121 – межевого плана, либо, вступившего в законную силу решения суда.

2. При обращении граждан и в рабочем порядке филиалом ФГБУ «ФКП Росреестра» по Тульской области постоянно проводится работа по выявлению и удалению из ГКН дублирующих сведений о земельных участках. Это проблема ранее учтенных земельных участков. До вступления в силу Закона о кадастре данные об одном и том же объекте недвижимости могли быть внесены при проведении в 2006 году массовой оценки земельных участков, на основании Перечней ранее учтенных земельных участков в границах кадастрового квартала, которые составлялись на основании вторых экземпляров правоустанавливающих документов (свидетельства, го-сакты, постановления, решения), имеющих юридическую силу и хранящихся в настоящее время в территориальных отделах Управления Росреестра по Тульской области, и на основании документов, поступивших в филиал ФГБУ «ФКП Росреестра» по Тульской области от заявителей. Данная ситуация возникала вследствие отсутствия у этих ранее учтенных земельных участков сведений о координатах узловых и поворотных точек, что не позволяло определить графическое расположение объекта и своевременно выявить наложение границ земельных участков. Однако в ряде случаев при отсутствии полной идентичности характеристик земельных участков удалить дублирующие сведения о земельных участках не представляется возможным.

3. С 01.01.2013г. вступили в силу положения Федерального закона от 21.07.1997 № 122-ФЗ «О государственной регистрации прав на недвижимое имущество и сделок с ним», касающиеся исключения обязанности представления заявителями кадастровых паспортов на объекты капитального строительства для осуществления государственной регистрации. Филиалом ФГБУ «ФКП Росреестра» по Тульской области совместно с Управлением Росреестра по Тульской области проводится активная работа по организации внутриведомственного взаимодействия в этом направлении. Отметим проблемы, возникающие в ходе реализации указанной новеллы законодательства и препятствующие выдаче кадастровых паспортов органом кадастрового учета.

Во исполнение Приказа Министерства экономического развития РФ от 14.10.2011 №577 «О порядке осуществления государственного кадастрового учета зданий, сооружений, помещений, объектов незавершенного строительства в переходный период применения Федерального закона «О государственном кадастре недвижимости» к отношениям, возникающим в связи с осуществлением государственного учета зданий, сооружений, объектов незавершенного строительства» с 01.09.2012г. осуществлена передача полномочий филиалу ФГБУ «ФКП Росреестра» по Тульской



области по осуществлению государственного учета зданий, сооружений, помещений, объектов незавершенного строительства и предоставлению сведений об объектах капитального строительства.

Сведения об объектах капитального строительства переданы в филиал ФГБУ «ФКП Росреестра» по Тульской области из Тульского филиала «Ростехинвентаризация – Федеральное БТИ» в рамках выполнения работ по государственному контракту № 165Д от 07.12.2011 г. по теме: «Обеспечение условий перехода к государственному кадастровому учету зданий, сооружений, помещений, объектов незавершенного строительства к 2013 году (I, II, III, IV, V этапы)».

Однако при поступлении запросов заинтересованных лиц о предоставлении сведений о здании, сооружении, помещении, объектов незавершенного строительства в сведениях ГКН выявлены случаи отсутствия данных о запрашиваемых объектах по причине того, что сведения Тульским филиалом «Ростехинвентаризация – Федеральное БТИ» на 01.09.2012 г. были переданы не в полном объеме.

Сроки рассмотрения запросов о предоставлении сведений ГКН в виде кадастровой выписки об объекте недвижимости и кадастрового паспорта об объекте недвижимости установлены п.8 ст. 14 Закона о кадастре и предоставляются в срок не более чем пять рабочих дней со дня получения органом кадастрового учета соответствующего запроса (максимальный срок), если иное не установлено настоящим Федеральным законом. В случае отсутствия в ГКН сведений о запрашиваемом объекте учета во избежание нарушения сроков, установленных действующим законодательством, филиалом ФГБУ «ФКП Росреестра» по Тульской области формируется и выдается заявителю Уведомление об отсутствии в Реестре запрашиваемых сведений с одновременным направлением запроса в Тульский филиал «Ростехинвентаризация – Федеральное БТИ» о предоставлении отсутствующих данных. Кроме того, представленные БТИ данные не всегда корректны (не верно указаны литеры в сведениях о жилом доме, квартире).

В I квартале 2013 года в орган кадастрового учета поступило 21 456 запросов о предоставлении сведений ГКН об объектах капитального строительства, в результате рассмотрения которых было подготовлено 7 152 уведомления об отсутствии в ГКН запрашиваемых сведений, что составляет около 34 %. Данная ситуация вызывает недовольство со стороны заявителей. Особенно возросло количество жалоб в 2013 году в связи с введением платы за предоставление сведений об ОКС.

Вопросы передачи информации обо всех учтенных объектах недвижимости и об изменениях сведений об объектах недвижимости обсуждались на совместных совещаниях региональных рабочих групп Управления Росре-

стра по Тульской области, органа кадастрового учета и органа технического учета, рабочих совещаниях, координационных совещаниях, в ходе которых вырабатывались пути решения существующих проблем, методика взаимодействия органа кадастрового учета и технической инвентаризации при передаче информации для внесения в государственный кадастр недвижимости сведений об объектах капитального строительства.

В целях оперативного и регламентированного взаимодействия между Управлением, филиалом ФГБУ «ФКП Росреестра» по Тульской области, и Тульским филиалом «Ростехинвентаризация – Федеральное БТИ» 14.02.2013г. подписано трехстороннее соглашение о взаимодействии.

#### Литература

1. Федеральный закон РФ от 24.07.2007 г. N 221-ФЗ «О государственном кадастре недвижимости» (ред. 01.10.2013).
2. Федеральный закон РФ от 21.07.1997 № 122-ФЗ «О государственной регистрации прав на недвижимое имущество и сделок с ним» (ред. 01.10.2013).
3. Приказ Минэкономразвития РФ от 04.02.2010 г. № 42 «Об утверждении порядка ведения государственного кадастра недвижимости» .
4. Приказ Минэкономразвития РФ 14.10.2011 г. № 577 «О порядке осуществления государственного кадастрового учета зданий, сооружений, помещений, объектов незавершенного строительства в переходный период применения Федерального закона «О государственном кадастре недвижимости» к отношениям, возникающим в связи с осуществлением государственного учета зданий, сооружений, объектов незавершенного строительства» .
5. Письмо Минэкономразвития РФ №4448-ИМ Д23 от 27.03.2009 «Об устранении несоответствий в местоположении границ земельных участков».

УДК 69.05

### **ГЕОИНФОРМАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И ЭЛЕМЕНТЫ БИЗНЕС-ПРОГНОЗИРОВАНИЯ РЕЗУЛЬТАТОВ ОРГАНИЗАЦИОННОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ УЗЛОВОГО СТРОИТЕЛЬСТВА**

**Шульженко С.Н.**

*Тульский государственный университет, г. Тула, Россия*

*В статье рассмотрены методологические подходы и оценки результатов организационной подготовки застройки территории по узлам сосредоточенного строительства. Приведены варианты геоинформационного моделирования с учетом надежности вариантов подготовки. Методы основаны на теории вероятностных состояний систем.*

Теоретические основы оценки уровня и показателей надежности в строительном производстве разработаны учеными А. А. Гусановым, Б. В. Прыкиным и другими. В их трудах проведен анализ и систематизированы показатели надежности. Используя их терминологию можно выделить две

группы показателей, посредством которых можно выполнять оценку надежности функционирования систем организационной подготовки в строительстве с использованием ГИС: группа показателей инженерной подготовки территорий организационно-технологической надежности и показателей стабильности информационного обеспечения.

Современная практика проектирования сводных конструкций календарных планов на подготовительный период предусматривает наличие законодательно оформленной земельной территории под застройку объектами различного функционального назначения (Из). Эти объекты относятся к отраслевой группе с разными характеристиками продолжительности и нормами задела. Информацию по данным нормативам назовем как условно постоянную (Иу.пос.). Вместе с тем возможные варианты инженерной подготовки отдельных объектов и их параметры в сводном календарном плане можно обобщить информационными потоками как условно-переменные (Иу.п.).

В рамках выполнения настоящих исследований в качестве объекта внедрения был принят типовой промышленный кластер МО г. Новомосковск, при организации подготовки которого, изучались технологические процессы возведения конструкций подземных сооружений и инженерных коммуникаций. При этом в качестве основных производственных показателей использовались:

- производительность труда рабочих (единица объема в единицу времени);
  - эксплуатационная производительность строительных машин (единица объема в единицу времени);
  - стоимость труда рабочего (руб. в единицу времени);
  - стоимость эксплуатации строительных машин (руб. в единицу времени);
- Для оценки преимуществ технологических процессов вычислялись следующие критерии:

- продолжительность производства заданного объема работ;
- стоимость выполнения работ;
- затраты труда на единицу или весь объем строительства;
- вероятность (надежность) выполнения работ в заданный срок;
- запас мощности специализированной подрядной организации или коэффициент организационно-технологической адаптации;
- темпы роста производительности труда (эффективность использования производственного потенциала подрядной организации).

Оценка надежности выполнения изложенных показателей выполняется на основании вычисления надежности (вероятности) расчетных показателей производительности, используемых для определения стоимости и продолжительности выполнения СМР. Методы теории вероятностей предполагают наличие массива статической информации. Такая информация собира-

ется в результате анализа отчетных документов или при помощи натуральных наблюдений.

Массив исходных количественных значений первоначально представляется в виде столбиковой диаграммы (рис.1). После этого строится суммарная диаграмма, отражающая физический смысл поведения исследуемого технологического процесса (рис.1). По значениям суммарной диаграммы строится зависимость, при помощи которой находится вероятность того, что фактическое значение производительности будет не ниже расчетного. Следует заметить, что аналитическая зависимость подбирается с высоким уровнем достоверности (не ниже 97%) и с ее помощью решаются две основные задачи:

- прямая задача: нахождение вероятности для расчетного значения производительности;
- обратная задача: нахождение минимального значения производительности, соответствующего заданному значению вероятности. На практике расчетные значения производительности используются для прогнозирования продолжительности строительства.

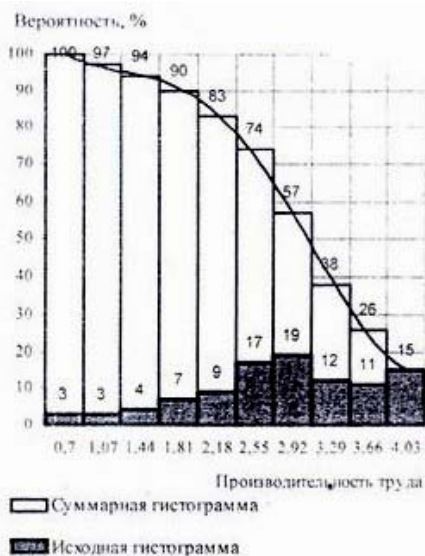


Рис.1. Графическое представление исходных данных и зависимости для нахождения вероятности расчетных значений производительности труда.

Вычисление достоверности расчетной продолжительности строительства имеет большое значение при управлении производственными процессами.

Использование блок-схемы позволяет использовать соответствующие вероятностные характеристики применительно к значению продолжительности в зависимости от расчетной формулы интенсивности. Представляется достаточно корректным использовать вероятность расчетных значений (средств механизации или рабочих) по отношению к продолжительности (Т), поскольку в формуле для вычисления интенсивности объем работ (V)-величина постоянная для организационной подготовки зоны строительства. Одним из основных выводов, используемых в настоящей работе, является определение рационального значения надежности (вероятности). Это значение находится в интервале 0,75-0,85.

Используя исходное состояние каждой подрядной организации центра, представленное на рис.1, находится расчетное значение, соответствующее вероятности 0,8. Исполнителям рекомендуется устанавливать сменную производительность труда не менее полученного расчетного значения.

Актуализацию базы данных, описывающих изменение производительности труда, рекомендуется выполнять не реже одного раза в неделю.

Таким образом, за один календарный год может быть получено дополнительно не менее 50-и значений. Если предположить, что подрядная организация выполняла рекомендации и производительность принимала значение не ниже рекомендованных, то через четыре года производительность труда может возрасти в 1,16 раза.

Динамика изменения производительности по годам показана в таблице 1 и представлена на рис.2.

Более наглядно ежегодная динамика изменения роста производительности труда описывается математическими выражениями зависимости значений вероятности от расчетной производительности:

$$P = P_{\min} + \frac{A}{1 + P_T \cdot \cos(\beta \frac{\pi}{2}) + P_T^2}$$

где  $P$  - значение вероятности, соответствующее расчетному значению производительности ( $P_T$ );

$\beta$  - потенциальные возможности технологического процесса по показателю производительности;

$A$  - постоянная, характеризующая совокупность исследуемых значений производительности;

$P_{\min}$  - минимальное значение вероятности для имеющейся совокупности значений производительности.

Таблица 1. Динамика изменения производительности труда, обеспечивающая надежность 0,8

Год	Производительность	Прирост	
		Значений	в %
Исх.	2,67	0,00	100
1	2,94	0,27	110
2	3,00	0,33	112
3	3,06	0,39	114
4	3,11	0,44	116

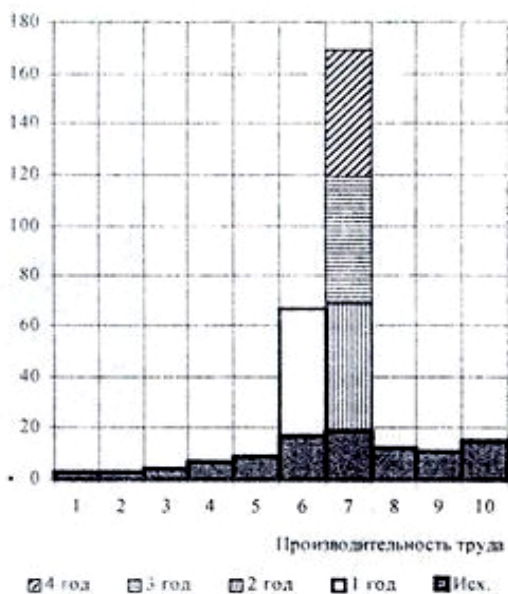


Рис.2. Динамика изменения базы исходных значений

Использование внутренних ресурсов технологического процесса наиболее эффективно до получения расчетного значения, соответствующего 0,75 от максимального значения в выборке.

Расчет объема выборки проводится следующим образом: заданные значения вероятности отклонения оценочных показателей  $P$  подставляются в функцию Лапласа, и при помощи таблиц этой функции определяется возможная точность оценки среднего значения искомой величины при определенном объеме выборки. Нам требуется при использовании этих данных

определить вероятность выполняемой энтропии и неэнтропии по каждой отраслевой зоне застройки строительной организации, по которым определяется уровень надежности сводных календарных планов организационной подготовки с использованием упрощенной формулы определения энтропии, состояний участков и выполнения этапов по центру в целом, определяется так:

$$H_{\max} = \frac{49}{21} = 2.3806$$

Из числа показателей положительного состояния, при котором наличие условно постоянной информации, отвоз земли подтверждены в плане объектной подготовки, вероятность обеспечения каждого оценочного показателя определяется по формуле:

$$P(x_i) = \frac{\eta}{N}$$

где  $N$  – количество случаев выполнения оценочных показателей;  
 $\eta$  – число раз выполнения каждого оценочного показателя.

На основании энтропии выполнения оценочных показателей согласно формулам показателя по подготовке каждого объекта определяется величина энтропии центра.

Таким образом, совершенствование проектирования технологических процессов организации подготовки возведения зданий и сооружений должно опираться на оценку их производственного потенциала. Предложенные принципы и методы обеспечат более надежные и адекватные условия производства работ в период организационной подготовки. Для специализированных подрядных организаций предложен алгоритм сбора информации, описывающий ежесменный объем выполненных работ, количество рабочих, тип и количество машин и механизмов, а также используемые технологические процессы. Современная компьютерная техника способна до минимума уменьшить усилия по формированию базы исходных значений.

Для повышения эффективности строительного производства, ежедневные сменные задания должны назначаться на основании рекомендаций, полученных при помощи предлагаемой методики.

Реализация такой методики в виде программного продукта позволяет с высокой степенью достоверности определять адаптационные возможности любого технологического процесса, имеющего некоторый массив значений производительности.

Полученные принципы и методы обеспечивают получение вероятностных характеристик для производственных показателей простых технологических процессов выполнения строительно-монтажных работ. Использо-

ние коэффициента адаптации позволяет формировать решения, снижающие издержки по обеспечению заданного уровня надежности строительства в целом.

Таблица 2. Рассмотрение возможных состояний системы организационной подготовки с использованием ГИС

Вариант информационного обеспечения	Оценочные показатели			
	Отвоз земли	Наличие условно- постоянной информации	Наличие условно- переменного объема информации	Наличие оптимального плана организационной подготовки
1	+	+	+	+
2	+	+	+	-
3	+	+	-	+
4	+	-	+	+
5	-	+	+	+
6	+	+	-	-
7	+	-	-	+
8	+	-	+	-
9	-	-	+	+
10	-	+	+	-
11	-	+	-	+
12	-	-	-	-
13	-	-	+	-
14	-	+	-	-
15	+	-	-	-
16	-	-	-	-

Настоящий подход может быть использован для прогнозирования изменения основных производственных показателей методами экстраполяции и интерполяции.

#### Литература

1. Крашеников А.В. Градостроительное развитие жилой застройки. Исследование опыта западных стран. Архитектура: учебн. пособие. – М., 2005. – 112 с.
2. Рыбальский В.И. Автоматизированные системы управления строительством. – Киев: Высшая школа, 1979. – 480 с.



## **ПРОБЛЕМЫ ПРИГРАНИЧНЫХ ТЕРРИТОРИЙ СЕЛЬСКИХ МУНИЦИПАЛЬНЫХ ОБРАЗОВАНИЙ**

**Куликов В.В.**

*Тульский государственный университет*

*Затрагиваются проблемы обслуживания населения и историко-культурного наследия приграничных территорий сельских муниципальных образований Тульского региона. Как пример, - МО Белевский район.*

Выявляя характер проблем организации приграничных территорий, очевидно, необходимо исходить из категории самих границ, которые могут быть:

- межгосударственными /государственными/, определяющими, в частности, территорию и границы Российской Федерации;
- межсубъектными, определяющими территории и границы субъектов Российской Федерации (республик, округов, краев, областей);
- внутрисубъектными, определяющими территории и границы районов и муниципальных образований внутри субъектов Российской Федерации.

В данном случае предметом исследования является последняя из перечисленных категорий границ, конкретно по одному из субъектов Российской Федерации - Тульской области, где на протяжении нескольких исторических этапов происходили административные изменения, определявшие границы Тульской земли на разные временные периоды.

При первом разделении России на 8 губерний Петром I в 1708г. местные города и их уезды были отнесены к разным административным территориям: Московской губернии - Тула, Алексин, Венев, Богородицк, Епифань, Кашира, Крапивна; Смоленской - Одоев; Азовской - Ефремов, Чернь; Киевской - Белев, Новосиль.

В 1719 г. территории губерний были разделены на провинции. В Московской губернии была утверждена Тульская провинция, в которую вошли со своими уездами города Алексин, Богородицк, Венев, Деделов, Епифань, Крапивна. Кашира была отнесена к Московской провинции. Одоев и Лихвин входили в Калужскую провинцию Московской губернии. В Елецкую провинцию Воронежской (Азовской) губернии вошел Ефремов.

В качестве административных единиц были сохранены волости и станы.

В целях укрепления власти и более оперативного управления государством правительством Екатерины II в 1775г. издается указ «Учреждения для управления губерний», согласно которому в России учреждалось 50 губерний. В их число входило и вновь образованная Тульская губерния в составе 12 уездов с центрами - Тула, Алексин, Белев, Богородицк, Венев, Епифань, Ефремов, Кашира, Крапивна, Новосиль, Одоев, Чернь.

Размежевание границ новой административной единицы Российской империи – Тульской губернии – проводилось в период 1775 – 1777 годов и в общих чертах дошло до 20-х годов XX в.

Этим же указом на базе двух-трех губерний создавались наместничества. Тульское наместничество с центром в Туле было сформировано в 1777 году. В него, кроме Тульской губернии, вошли Рязанская и Калужская губернии. К концу того же года официально открыты новые управленческие учреждения-присутственные места: наместническое и губернское правление, казенная палата, приказ общественного призрения, судебные палаты. Впервые появилась должность губернского архитектора.

В ходе этих преобразований губернский центр - Тула, а также все уездные города получили официальные эмблемы - гербы и «регулярные» планы застройки.

В 1796 году наместничество было упразднено, а Тульская губерния в составе 12 уездов продолжает быть как самостоятельная административно - территориальная единица империи.

В послереволюционное время (1917-1924 гг.) возникла необходимость в реформе административно-территориального деления. Декретом Совета Народных Комиссаров от 27 января 1918 года разрешалось местным Советам изменять границы губерний, уездов и волостей. В Тульской губернии за 1917-1924 годы некоторые волости были укрупнены и переименованы. Каширский уезд в составе 14 волостей 10 мая 1923 года был переведен в состав Московской губернии. 22 октября 1923 года Тульским губисполкомом принимается решение о районировании: в пределах 11 уездов были созданы 56 районов. В дальнейшем с целью сокращения управленческого аппарата осуществляется неоднократное укрупнение их. Постановлением ВЦИК от 6 июля 1925 года Новосильский уезд в составе 6 районов был передан в состав Орловской губернии.

В 1925-1926 годах уезды, как административно - территориальные единицы были ликвидированы. Был осуществлен переход к трехступенчатой системе управления: сельсовет, райисполком, губисполком. В 1927 году стало только 30 районов.

Постановлением ВЦИК от 12 июля 1929 года была образована Московская (промышленная) область в составе 10 округов, в том числе и Тульского. С созданием Тульского округа губерния была ликвидирована. В это время Тульский округ имел 27 районов.

26 сентября 1937 года Московская область Постановлением СССР разделена на Тульскую, Рязанскую и Московскую области. С этого времени Тульская область приобретает самостоятельность в управлении, продолжает совершенствование в формировании районов. К моменту следующего

реформирования в 90 - е годы число районов оставалось тем же - 23, - как на 1967 год (при численности населения области 1928 тыс. человек).

Последние административно - территориальные изменения с появлением муниципальных образований происходили на основе закона (устава) Тульской области от 19.01.96 № 25 – ЗТО.

На основе данного закона на территории области стало 25 крупных районного масштаба муниципальных образований, из которых 23 районных и 2 городских («Город – герой Тула») и «Донское муниципальное образование»). Районные муниципальные образования стали при этом называться, например, так: «Город Алексин и Алексинский район», «Поселок Арсеньево и Арсеньевский район», «Село Архангельское и Каменский район» и т.д. В дальнейшем произошло разделение и стало «МО город Алексин» и «МО Алексинский район» и т.п., кроме этого территории районов были поделены на более мелкие муниципальные образования в основном сельского типа. Таким образом, на территории Тульской области стало в итоге 179 муниципальных образований различных уровней: городских, районных, сельских поселений. После некоторых усовершенствований в управлении или с корректировками территорий их стало в общей сложности 172, в том числе 23 муниципальных района, 3 городских округа.

При этом районные муниципальные образования созданы на базе существовавших административных образований - районов, с сохранением их границ, названий, территорий и подчинения областному центру. Сельские муниципальные образования организованы на принципе самоуправления.

За столь длительный период формирования внешних границ и территорий внутренних компонентов Тульского региона было множество различных проблем, да и сами проблемы становились причиной все новых и новых изменений.

Таково нынешнее состояние внутренних составляющих компонентов Тульской области, внешние границы которой были установлены и узаконены еще в начальный период её формирования. Давно установились и хозяйственные отношения с прилегающими областями. Установились отношения и между районами внутри области. Но ... возникли проблемы на приграничных территориях вновь образованных сельских муниципальных образований. Чаще всего эти проблемы вызваны волевым назначением границ между муниципальными образованиями. Границы устанавливались в кабинетах соответствующих ведомств администрации области на основе принципа примерного равенства территорий и населения муниципальных образований. Были случаи, когда граница, назначенная механически по дороге, разделяла деревню на две части: одна часть деревни оказывалась в одном муниципальном образовании, а другая - в другом.

Весьма обострились проблемы обслуживания приграничных территорий, где находятся, как правило, неперспективные, а проще - вымирающие населенные пункты. В пору укрупнения колхозов и совхозов население неперспективных нас. пунктов переводилось на центральные усадьбы. Процесс этот проходил весьма болезненно: не все хотели сниматься с насиженных мест от могил своих предков. И те, кто остался, доживают свой век вдали от центров обслуживания. На сегодня в каждом сельском МО от 5 до 10 деревень, где проживает от 1 до 5 человек, и это означает, что в ближайшие годы эти деревни прекратят существование. Их обслуживание - только посредством автолавок. Но для этого нужны дороги, которых либо нет, либо они в очень плохом состоянии.

В этих населенных пунктах, находящихся, как правило, в приграничных территориях муниципальных образований, имеются объекты культурно-исторического наследия: памятники истории, архитектуры, бывшие усадебные и церковные постройки, боевой славы (воинские захоронения времен ВОВ), которые обречены на невнимание и разрушение. И это становится еще одной проблемой нашего времени. В своем большинстве эти памятники местного значения, находящиеся в ведении администрации сельских муниципальных образований, у которой средств на их поддержание практически нет. Контроль за сохранностью отсутствует.

На практике установление границ происходило по определенным точкам, координаты которых засекречивались, их можно было получить только по спецдопускам. По этой причине руководители хозяйств в большинстве случаев не знают точных границ своих хозяйств. Анекдотичный случай: руководитель хозяйства дал задание трактористу вспахать участок. На проверку оказалось, что вспахана часть земли соседнего хозяйства.

При разработке проектов схем территориального планирования районов и генеральных планов сельских поселений проектировщики постоянно сталкиваются с тем, что даже главы муниципальных сельских образований не могут дать сведения по границам владений, что становится проблемным при установлении различного рода зонирования территории.

Особенно остро эти проблемы встают при разработке проектов и правил землепользования и застройки.

Остается надеяться, что подобные проблемы как «издержки роста» временного характера и будут в перспективе устранены. Вот только при этом проблемы, означенные здесь, касающиеся объектов культурного наследия, решены быть не могут (по крайней мере в ближайшей перспективе). Это означает, что эти объекты в большинстве своем обречены.

Показательно-доказательным примером является МО Белевский район, где наиболее отчетливо проявились все вышеуказанные проблемы. Здесь, по данным статистики на период 2008 – 2012 гг. числилось 143 населенных

пункта. Из них нас. пунктов, где проживало по 1 человеку – 9, по 2 человека – 9, по 3 человека – 8. Итого – 26 из 143, что составляет 18,0 %.

Более конкретно по сельским муниципальным образованиям Белевского района картина сложилась на этот период следующая:

- МО Жуковское – 44 нас. пункта всего, из них, где проживало по 1 человеку – 2, по 2 человека – 2, по 3 человека – 4. За период с 2002 по 2008 г. исчезли 3 нас. пункта (Передель, Сальково, Монастырский);

- МО Бобриковское – 48 нас. пунктов всего, из них, где проживало по 1 человеку – 3, по 2 человека – 2, по 3 человека – 1. За период с 2002 по 2008 г. исчез 1 нас. пункт (д. Коптево);

- МО Болотское – 26 нас. пунктов всего, из них, где проживало по 1 человеку – 1, по 2 человека – 2, по 3 человека – 2;

- МО Кужуровское – 25 нас. пунктов всего, из них, где проживало по 1 человеку – 3, по 2 человека – 3, по 3 человека – 1. За период с 2002 по 2008 год исчез 1 нас. пункт (д. Киселевка).

Большинство нас. пунктов с минимальным количеством человек (от 1 до 5), находятся в приграничных территориях этих муниципальных образований, где ныне наиболее остро стоит вопрос обслуживания населения. В значительной части этих, по сути вымирающих, нас. пунктах имеются объекты историко-культурного значения, в том числе памятники боевой славы (братские захоронения и отдельные могилы воинов времени Великой Отечественной Войны), досмотр за которыми становится невозможным. Встает вопрос об эксгумации с перенесением праха на кладбища в крупные населенные пункты, центры МО. И эта проблема не только Белевского района, а и других районов региона. И ее предстоит решать.

#### Литература

- 1 Районная планировка: Справочник проектировщика. М., 1986
- 2 Руководство по комплексной оценке и функциональному зонированию территорий и районной планировке. М., 1982
- 3 Владимирова В.В., Фомин И.А. Основы районной планировки. М., 1995
- 4 Авдоткин Л.Н., Лежава И.Г., Смоляр И.М., Градостроительное проектирование. М.: Стройиздат, 1989
- 5 Федеральный закон об объектах культурного наследия 2002 г.
- 6 Куликов В.В. Основные принципы новой культурной политики в вопросах использования историко-культурного наследия в Тульском регионе,- Тула: Изд. ТулГУ. Сборник «Строительство, архитектура и реставрация», вып.9, 2006
- 7 Куликов В.В. Этапы формирования системы расселения на территории Тульского региона. Состав населения. - Тула: Изд. ТулГУ. Сборник «Строительство, архитектура и реставрация», Вып. 12,2008

## **РАЗВИТИЕ И ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ГЕОГРАФИЧЕСКИХ ИНФОРМАЦИОННЫХ СИСТЕМ**

**Картунова С.О.**

*ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет»*

*Статья посвящена геоинформационным системам бурно развивающемуся направлению современных информационных технологий. Цель статьи показать некоторые примеры практического применения ГИС и обзор наиболее популярных ГИС.*

Во все времена знания о пространственной ориентации физических объектов или их географическом положении, были очень важны для людей. Прикладная география в виде карт и информации о пространстве помогала совершать открытия, способствовала торговле. Наиболее часто наши знания из области географии применяются к решению повседневных задач, таких как, поиск нужной улицы в незнакомом городе или вычисление кратчайшего пешего пути до места своей работы. Пространственная информация помогает нам эффективно производить сельскохозяйственную продукцию и промышленные товары, добывать тепло и электроэнергию, а также полезные ископаемые из недр земли. Последние тридцать лет прошлого столетия человечество интенсивно развивало инструментальные средства, названные географическими информационными системами (ГИС), призванные помочь в расширении и углублении географических знаний. ГИС помогают нам в накоплении и использовании пространственных данных. Некоторые компоненты ГИС исключительно технологические; они включают в себя современные хранилища пространственных данных, передовые телекоммуникационные сети и усовершенствованную вычислительную технику. Хотя есть и другие методы ГИС, которые очень просты. Например, использование простого карандаша и листа бумаги для верификации карт.

Как и многие аспекты нашей жизни в последние пятьдесят лет, процесс накопления и использования пространственных данных был сильно трансформирован интенсивным развитием микроэлектроники. Программное обеспечение и аппаратная платформа ГИС – это главный технологический результат, так как получение и обработка пространственных данных значительно ускорились за прошлые три десятилетия, и продолжает неустанно развиваться. История ГИС берет своё начало с конца пятидесятих годов прошлого столетия. За пятьдесят лет пройдено несколько этапов, позволивших создать самостоятельно функционирующую сферу – сферу геоинформационных технологий. Основные достижения в геоинформационной картографии были, к сожалению, получены в США, Канаде и Европе, а не в России. Россия и бывший СССР не участвовали в мировом процессе создания и развития геоинформационных технологий вплоть до

середины 1980-х годов. Тем не менее, наша страна имеет свой, пусть небольшой, опыт развития геоинформационных систем и технологий. В истории развития геоинформационных систем выделяют четыре периода:

1. Новаторский период (поздние 1950 - ранние 1970 гг.)
2. Период государственного влияния (ранние 1970 - ранние 1980 г.г.)
3. Период коммерциализации (ранние 1980-е - настоящее время)
4. Период потребления (поздние 1980-е - настоящее время)

Ключевую роль в развитии ГИС, в конце 60-х сыграло Бюро переписи США, разработало формат GBF-DIME (Geographic Base File, Dual Independent Map Encoding). В этом формате впервые была реализована схема определения пространственных отношений между объектами, называемая топологией, которая описывает, как линейные объекты на карте взаимосвязаны между собой, какие площадные объекты граничат друг с другом, а какие объекты состоят из соседствующих элементов. Впервые были пронумерованы узловые точки, впервые были присвоены идентификаторы площадям по разные стороны линий. Это было революционное нововведение. Формат GBF-DIME позже трансформировался в TIGER. Большой вклад в этот процесс внесли математик Джеймс Корбетт (James Corbett), программисты Дональд Кук (Donald Cooke) и Максфилд (Maxfield). Технологию в формате GBF-DIME использует множество современных ГИС. Многие важные идеи, касающиеся ГИС, возникли в стенах Лаборатории компьютерной графики и пространственного анализа Гарварда. Из этой лаборатории вышло несколько ключевых фигур ГИС индустрии: это Говард Фишер (Howard Fisher) – основатель лаборатории и программист Дана Томлин (Dana Tomlin), заложившая основы картографической алгебры, создав знаменитое семейство растровых программных средств Map Analysis Package - MAP, PMAP, aMAP. Наиболее известными и хорошо зарекомендовавшими себя программными продуктами Гарвардской лаборатории являются:

- SYMAP (система многоцелевого картографирования);
- CALFORM (программа вывода картографического изображения на плоттер);
- SYMVU (просмотр перспективных (трехмерных) изображений);
- ODYSSEY (предшественник знаменитого ARC/INFO). Геоинформационные системы (ГИС) в настоящее время широко применяются во всем мире и России во многих областях знаний, промышленности, а также в маркшейдерско-геодезических работах и изысканиях. В настоящее время работают две спутниковые системы - американская Navstar (Navigation System using Timing And Ranging), больше известная нам как GPS (Global Positioning System), и отечественная «ГЛОНАСС». Принципы их работы во многом схожи. Главная задача спутников, входящих в состав этих систем, заключается в постоянной передаче сигналов, которые принимают

наземные (авиационные, корабельные, автомобильные, ручные и т. д.) приемники. Системы построены так, что приемник одновременно «видит» несколько спутников. Сравнявая задержки в приходе сигналов от разных спутников, приемник вычисляет расстояние от себя до них, а затем решает систему уравнений, чтобы определить свои координаты.

Что же такое ГИС сегодня? Это:

ГИС - это программно-машинный комплекс по приему, обработке, хранению, анализу и передаче любой территориально распределенной информации;

ГИС - это возможность оперативного реагирования на любую возникающую ситуацию по какой-либо территории, с получением по ней всей необходимой картографической и тематической информации;

ГИС - это наложение разнообразной тематической информации на один и тот же пространственный контур и получение новой информации о территории;

ГИС - это аналитическое и картометрическое исследование и анализ, с одновременным построением любых карт, планов и схем;

ГИС - это моделирование тех или иных процессов, явлений и изучение изменения их состояния во времени;

ГИС - это визуализация пространственной информации и возможность ее представление в динамическом режиме;

ГИС - это управление ресурсами и территориями;

ГИС - это скорость, качество и точность;

ГИС - это наука, технология и бизнес в одном лице;

ГИС - это революция в картографии, картометрии и, соответственно, в средствах пространственного анализа.

И в конечном итоге, можно смело утверждать, что:

ГИС - это новое формируемое мировоззрение и новое мышление, построенное на пространственной идеологии. Важно отметить, что ныне ГИС объединены с другой мощной системой получения и представления географической информации - данными дистанционного зондирования Земли (ДЗЗ) из космоса. Космическая информация в сегодняшнем мире становится все более разнообразной и точной. Возможность ее получения и обновления - все более легкой и доступной. Десятки орбитальных систем передают высокоточные космические снимки любой территории нашей планеты. За рубежом и в России сформированы архивы и банки данных цифровых снимков очень высокого разрешения на огромную территорию земного шара. Их относительная доступность для потребителя (оперативный поиск, заказ и получение по системе Интернет), проведение съемок любой территории по желанию потребителя, возможность последующей обработки и анализа космических снимков с помощью различных про-



граммных средств, совместная работа с ГИС-пакетами и ГИС-системами, превращают сообщество ГИС-ДЗЗ в новое мощное средство географического анализа. Это первое и наиболее реальное направление современного развития ГИС. Второе направление развития ГИС - совместное и широкое использование данных высокоточного глобального позиционирования того или иного объекта на воде или на суше, полученных с помощью систем GPS или ГЛОНАСС. Эти системы, особенно GPS, уже сейчас широко используются в морской навигации, воздухоплавании, геодезии, маркшейдерии, военном деле и других отраслях человеческой деятельности. Применение же их в сочетании с ГИС и ДЗЗ образуют мощную триаду высокоточной, актуальной (вплоть до реального режима времени), постоянно обновляемой, объективной и плотно насыщенной территориальной информации, которую можно будет использовать практически везде. Третье направление развития ГИС связано с развитием системы телекоммуникаций, в первую очередь международной сети Интернет и массовым использованием глобальных международных информационных ресурсов. В этом направлении просматривается несколько перспективных путей.

Первый путь будет определяться развитием корпоративных сетей крупнейших предприятий и управленческих структур, имеющих удаленный доступ, с использованием технологии Интернет. Этот путь подкреплен серьезными финансовыми ресурсами этих структур и теми проблемами и задачами, которые приходится решать им в своей деятельности с использованием пространственного анализа. Второй путь зависит от развития самой сети Интернет, которая распространяется по миру огромными темпами, вовлекая каждый день в свою аудиторию десятки тысяч новых пользователей. Этот путь выводит на новую и пока неизведанную дорогу, по которой традиционные ГИС из обычно закрытых и дорогих систем, существующих для отдельных коллективов и решения отдельных задач, приобретают новые качества, объединяются и превращаются в мощные интегрированные и интерактивные системы совместного глобального использования.

При этом такие ГИС сами станут:

- территориально распределенными;
- модульно наращиваемыми;
- совместно используемыми;
- легко и постоянно доступными.

Поэтому можно предполагать возникновение на базе современных ГИС, новых типов, классов и даже поколений географических информационных систем, основанных на возможностях Интернет, телевидения и телекоммуникаций. И вот здесь, на этом этапе развития ГИС из технологии, безусловно, перерастет в мировоззрение.

Исходя из имеющейся сейчас информации и отслеживая современные тенденции развития геоинформационных систем и технологий, уже сейчас есть возможность наметить некоторые черты будущих географических информационных систем и их применения:

ГИС-II - (ГИС второго поколения). Второе поколение геоинформационных систем, вероятно, будет представлять собой совокупность различных ГИС, сочетая их модульность и обладая возможностью постоянного наращивания. Собранные из модулей в определенные блоки эти системы приобретут новые качества и новые возможности. Отличительной особенностью ГИС-II от современных ГИС будет то, что организация и работа с информацией в системах нового поколения будет переведена на другой уровень и, во-вторых, это будут простые и открытые системы с удаленным доступом и интерактивными возможностями. Кроме технологической стороны они будут нести большую информационную (содержательную) нагрузку и иметь возможность совместного (модульного) использования.

ГИС-TV - (ГИС-телевидение). Вероятно, эти системы станут новым классом ГИС, которые будут сочетать возможности современного телевидения, а также традиционных и специализированных ГИС и Интернет. Отдельные предпосылки возникновения некоторых черт таких систем уже появились и используются на российских телевизионных каналах (например, канал Метео ТВ, который готовит обзоры погоды и т.д.). Особенно плодотворно работает в этом направлении московская группа Меркатор с их анализом результатов различных выборов, оперативным отображением объектов и событий и их привязкой к территории и другими проектами с использованием на телеэкране пространственной информации и различных электронных картографических изображений. Большой потенциал у ГИС-TV прослеживается в сфере дистанционного образования и образовательного телевидения, где, используя функции и возможности ГИС-систем и ГИС-технологий можно было бы уже сейчас организовывать и транслировать разнообразные передачи и уроки, построенные на пространственной идеологии. Не малое значение для образовательных целей могут иметь и компьютерные видеоролики, с помощью которых можно подготовить любой видеоряд и затем разворачивать его или в локальной сети ПК или используя кабельное телевидение. При этом надо иметь в виду, что использование разнообразной пространственной информации на телеэкране с помощью средств ГИС, значительно увеличивает аудиторию потенциальных ГИС-пользователей, прививая и постепенно развивая у них основы ГИС-мировоззрения.

ГИС-II - (ГИС о ГИС или "ГИС в квадрате"). Этот новый тип геоинформационных систем, обладает возможностью изучения и анализа не только самой территориальной информации, а значительной массы уже существ-

вующих и территориально распределенных ГИС, созданных и используемых в разных направлениях человеческой деятельности. ГИС - II могут и должны стать определенными навигаторами по просторам ГИС-систем, и пространственной информации, а возможно и других информационных ресурсов, которые уже появились или появятся в ближайшее время в огромном числе и их количество, будет увеличиваться с каждым годом. Данный тип, безусловно, будет развиваться, и распространяться в сети Интернет, так как именно здесь появляется необходимость в нем и есть потребность и возможность в изучении и анализе различных ГИС.

· ГЛОБ-ГИС - (Глобальная ГИС). В конечном итоге на базе перечисленных нами систем, сети Интернет, а также телевидения возникнет единая телекоммуникационная Глобальная Географическая Информационная Система, у которой будут сотни миллионов пользователей во всем мире. Во многих отечественных и зарубежных научных публикациях широко обсуждаются вопросы и проблемы перехода от Web-картографирования, развитого уже сейчас, к Интернет-ГИС, которая интегрировала бы в себе достоинства геоинформационных и телекоммуникационных технологий. Причем отдельные предпосылки к созданию такой глобальной системы уже вполне наметились и постепенно реализуются. Суммирование же возможностей ГИС - ДЗЗ - GPS - Интернет составит мощнейший квартет пространственной информации, новых технологий, каналов связи и предоставляемых услуг, которые будут реализовываться как в Глобальной ГИС, обладающей различными уникальными возможностями, так и в отдельных специализированных ГИС различного типа и класса.

Все охарактеризованные выше тенденции, перспективы, направления и пути развития приведут в конечном итоге к тому, что ГИС в XXI веке будут представлять собой систему знаний, опирающуюся на пространственную идеологию и использующую самые современные технологии по переработке огромного объема любой пространственной и иной информации и широко распространенную среди мирового информационного общества.

Литература:

1. Электронная библиотека ГАГУ, <http://e-lib.gasu.ru/>
2. Геоинформационные системы, <http://www.dataplus.ru/>
3. Журкин И. Г., Шайтура С. В. Геоинформационные системы. — Москва: КУДИЦ-ПРЕСС, 2009. — 272 с.
4. Геоинформационные системы, <http://www.gisok.spb.ru/>
5. Санкт-Петербургский Университет, факультет географии и геоэкологии, <http://www.geospb.ru/index.html>

## **ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ОБОРУДОВАНИЕ**

УДК 622.232.52

### **РАЗРАБОТКА БУРОВОГО ИНСТРУМЕНТА ДЛЯ ПЕРЕКРЕСТНОЙ ГИДРОСТРУЙНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ЗАКРЕПЛЕНИЯ НЕУСТОЙЧИВЫХ ГОРНЫХ ПОРОД**

**Головин К.А., Сапронов И.В., Афонский И.В., Ковалев Р.А.**

*Тульский государственный университет, г. Тула, Россия*

*Рассматривается буровой инструмент для реализации технологии перекрестной гидроструйной цементации неустойчивых горных пород.*

В конце 1980-х годов, представлена новая концепция инновационного развития гидроструйных технологий, а именно, двойные струи сталкиваются друг с другом, с целью ограничения их разрушительной способности, обеспечив тем самым точное получение необходимого диаметра в независимости от типа почвы [1,2].

Технология перекрещивающейся струйной цементации – это метод, который используется для разрушения горной породы и последующего создания колонн диаметром от 2 до 2.5 метров, путем фокусировки водоцементного потока выходящего из насадок, направленных под определенным углом, в точке пересечения, обычно лежащей на расстоянии одного метра от выходных отверстий. В точке столкновения, размывающая энергия струи рассеивается, что значительно снижает усилие резки. В почвах, обладающих большой вязкостью, переменной прочностью, или очень стратифицированных, технология дает важное преимущество в виде известной геометрии закрепленного массива и однородности требуемого закрепляющего материала.

Подробное изучение данной технологии позволило оценить все преимущества и недостатки представленных на рынке буровых мониторов со встроенными струеформирующими насадками. В ходе проведения исследований на экспериментальной установке на базе кафедры ГиСПС ТулГУ, были выявлены основные технологические параметры, которые необходимы для эффективного закрепления массива горной породы [2 - 4].

На основании этих исследований, был создан вариант конструктивного исполнения бурового става, реализующего перекрестную гидроструйную цементацию, представленный на рис.1.

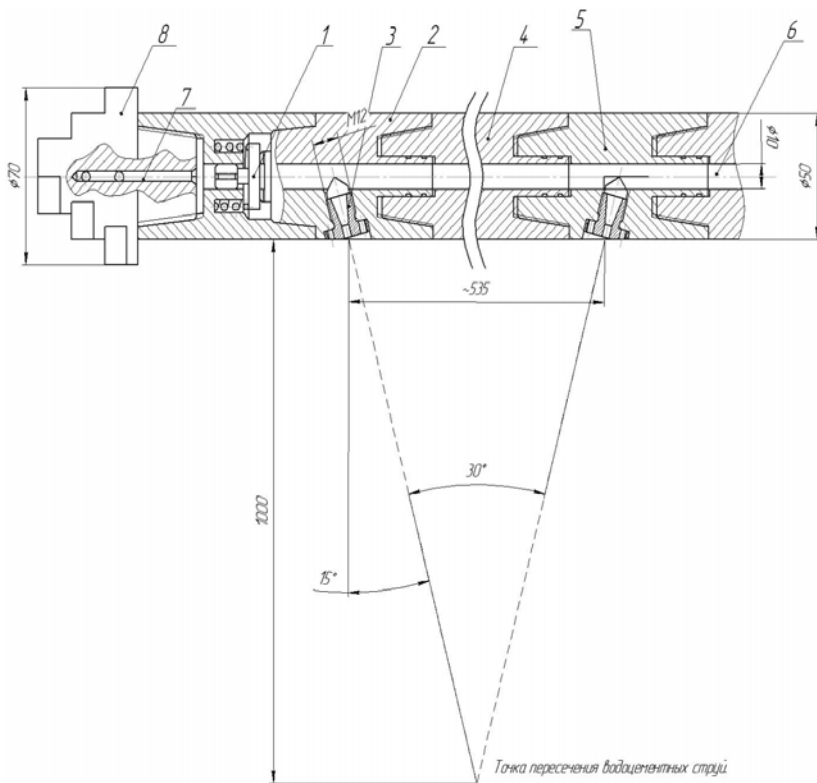


Рис. 1. Инструмент для перекрестной гидроструйной цементации (конструктивная схема): 1 – клапанное устройство; 3 – нижняя секция со струеформирующей насадкой; 4 – промежуточная секция; 5 – верхняя секция со струеформирующей насадкой; 6 – водоцементный канал; 7 – промывочный канал; 8 – буровой инструмент

Данный буровой инструмент состоит из клапанного устройства, струеформирующих насадок, расположенных под заданным углом (в данном случае угол равен 15 градусам) и разнесенных на определенном расстоянии друг от друга с целью получения точки пересечения струй на расстоянии 1 метра от буровой колонны, так же в состав входят промывочный канал, водоцементный канал, который разделен на две секции, что бы давление раствора равномерно распределялось между насадками, и сама буровая головка. Клапанное устройство срабатывает при превышении давлением водоцементной суспензии определенного значения. Данный инструмент для перекрестной технологии был разработан на базе существ-

вующих конструкций и совместим с имеющимися образцами бурового оборудования. Представленная модель имеет нерегулируемые струеформирующие насадки, что дает значительное преимущество с точки зрения надежности конструкции, в отличие от регулируемых насадок. Для изменения угла наклона необходимо использовать секции с различными углами наклона насадок, а для варьирования точки пересечения струй используются промежуточные секции, за счет которых изменяют расстояние между насадками, и как следствие, диаметр полученного грунтобетонного массива. Основные конструктивные размеры схожи с имеющимися образцами оборудования, так как схожи реализуемые ими давления, что позволяет использовать и монитор, и отдельные его узлы на другом оборудовании.

Применение перекрестной струйной цементации с данным исполнением бурового монитора возможно для следующих видов работ:

- укрепление разрушающихся фундаментов зданий;
- устройство защитных конструкций при проходке вертикальных и горизонтальных горных выработок без остановки производственных работ;
- сплошное укрепление массива неустойчивых горных пород путем возведения взаимно пересекающихся закрепленных участков массива для последующего проведения проходческих работ по устойчивой породе с заданными физико-механическими свойствами;
- устройство маячковой системы при возведении метро;
- укрепление откосов при проведении открытых работ;

Все эти вид работ, возможно, производить в сложных горно-геологических условиях, где имеет место высокая прочность и вязкость закрепляемой породы.

#### Литература

1. Бройд, И.И. Струйная геотехнология: Учебное пособие. / И.И. Бройд – М.: Издательство Ассоциации строительных вузов, 2004 - 448 с.
2. Головин, К.А. Обоснование параметров и создание оборудования для гидроструйной цементации неустойчивых пород в горном производстве: Дис. докт. техн. наук / К.А. Головин .– Тула, 2007 г. - 250 с.
3. Копылов, А.Б. Краткий анализ современного состояния скважинной геотехнологии / А.Б. Копылов, О.В. Коновалов, В.С Сальников, - Тула: Известия тульского государственного университета. Науки о земле., 2010 -№ 1- С. 189-194.
4. Головин, К.А. О применении метода гидроструйной цементации пород в горном деле / К.А. Головин, Р.А. Ковалев, А.Е. Пушкарев - Горный журнал, 2008 - № 6 - С. 60-62.

## **ПРИНЯТИЕ РЕШЕНИЯ ПО ВОЗДЕЙСТВИЮ НА ТЕХНИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ МАШИНЫ НА ОСНОВЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ АГРЕГАТИВНОЙ МОДЕЛИ**

**Горлов И. В., Полетаева Е.И.**

*Тверской государственной технической университет, г. Тверь*

*Предлагается новый подход к процессу принятия решений при эксплуатации технологических объектов на основе моделей машин, что обеспечивает наивысшую эффективность их использования в сезон добычи.*

Система планово-предупредительного обслуживания и ремонтов, которая в настоящее время используется при эксплуатации различных технологических машин в нашей стране, не обеспечивает оптимального использования ресурсов, так как не учитывает квалификацию операторов, индивидуальное состояние каждой машины и влияние неблагоприятных погодных факторов.

Оптимальное решение задачи по распределению ресурсов при эксплуатации МДТ (машины для добычи торфа) возможно только при моделировании функционирования технологического объекта и использования специальных технических средств диагностики, обеспечивающих качественный сбор и обработку информации.

В процессе эксплуатации любая технологическая машина взаимодействует с окружающей средой, оператором и объектом работы, при этом она теряет свою работоспособность, что требует затрат на восстановление, которые особенно велики в случае непредвиденных отказов торфяных машин, когда нарушается технологический процесс добычи. Поэтому в период эксплуатации необходимо максимально использовать благоприятные для добычи торфа дни, обеспечивая безотказную работу технологических машин на месторождении.

Отказы технологических машин являются результатом воздействия большого количества факторов, как объективных, зависящих от состояния и изменения параметров элементов конструкции, так и субъективных (организация работ, воздействия операторов на объект с целью поддержания его работоспособности и др.). Эти факторы воздействия (ФВ) необходимо учитывать при эксплуатации МДТ, т.к. они влияют не только на сам технологический объект, но и на технологическую систему в целом.

Влияние всех этих факторов необходимо учитывать при создании модели технического объекта, на которой можно отработать возможные ситуации, возникающие при реальной эксплуатации торфяных технологических машин, в том числе с учётом случайного распределения ФВ во времени.





Для работы модели системы необходимо ввести дату начала расчётов, что позволяет определить количество оставшихся рабочих дней в сезоне добычи торфа и текущий месяц, по которому будет определяться число метеонеблагоприятных дней. Если технологическая машина новая или из капитального ремонта, то в ячейку «Нарботка» вводится 0, если машина – не новая, то вводится наработка основных агрегатов (в случае их замены или ремонта) в моточасах.

Интерфейс предусматривает ввод информации об операторе, который будет работать на этой машине. Если оператор имеет высокую квалификацию, то при расчёте возникновения отказа используется понижающий коэффициент (0,8), в противном случае используется повышающий коэффициент (1,2). При отсутствии информации об операторе расчёт будет проходить по средним показателям, установленным для соответствующего предприятия.

Далее вводится количество рабочих дней в сезон добычи торфа (зависит от региона добычи) и коэффициент перехода от дней к наработке в часах, который зависит от сменности конкретной машины и коэффициента внутрисменного использования (по статистике предприятия). Также необходимо ввести количество неблагоприятных дней по метеоусловиям в соответствии с месяцем эксплуатации и среднее число простоев по организационным причинам (по статистике предприятия). Для конкретной машины вводится периодичность и трудоёмкость технического обслуживания (ТО).

После ввода внешних данных устанавливаются условия расчёта: с учётом совпадения дней ТО и ремонтов с метеонеблагоприятными днями, без их учёта или с учётом смещения наработки до ТО и ремонта.

В программе, реализующей разработанную модель, внутреннее состояние технологической системы меняется дискретно через один час. Модуль «Погода» с помощью генератора случайных чисел определяет состояние погоды на текущий час. Если погода неблагоприятная, то продолжительность таких условий определяется по среднестатистическим данным для региона и учитывается при переходе системы на следующий шаг (час). Если погода благоприятная, то модуль выдаёт соответствующее сообщение в основную программу, где по данному параметру формируется команда о возможности эксплуатации технологической системы.

В модуле «Организационных потери» генератор случайных чисел определяет возможность эксплуатации машины. Если эксплуатация невозможна, то продолжительность такого состояния определяется по среднестатистическим данным предприятия и учитывается при следующем шаге изменения состояния системы. Количество организационных потерь связано со средним временем перебазирования техники с участка добычи торфа на другой участок и средней продолжительностью добычи на месторождении.

Модуль «Восстановления работоспособности» осуществляет проверку состояния основных элементов системы, влияющих на безотказность технологической машины. Для каждого элемента генератор случайных чисел устанавливает состояние: исправен или неисправен. Вероятность возникновения неисправности зависит от наработки элемента, если наработка менее 50 % ресурса, то вероятность отказа невысокая (берётся из статистических данных соответствующего узла для установленной наработки). Если наработка от 50 до 70 %, то вероятность отказа возрастает, а если наработка более 70 % от ресурса узла, то вероятность отказа – самая высокая. В том случае, если элемент неисправен, то формируется соответствующее сообщение и трудоёмкость восстановления в часах.

Отказ одновременно нескольких элементов возможен, если они влияют друг на друга. Например, выход из строя подшипника опорного колеса может привести к поломке сопряжения подшипника с опорной осью и самого колеса. В остальных случаях считается, что одновременный отказ двух не связанных между собой элементов невозможен.

Трудоёмкость восстановления элементов системы зависит от категории отказа. Отказ первой категории может быть устранен непосредственно оператором машины без применения дополнительных средств восстановления. Отказ второй категории может быть устранён ремонтной бригадой непосредственно на месторождении с использованием специального оборудования. Отказ третьей категории может быть устранён только в условиях ремонтных мастерских, то есть требуется эвакуация машины с месторождения, что приводит к самым большим потерям. Информация о трудоёмкости восстановления конкретного элемента системы и возможная связь с другими элементами хранится в специальной базе данных системы.

Модуль «Восстановление работоспособности» проверяет состояние всех элементов системы и формирует сообщение: «Работоспособен» или «Неработоспособен». Если система неработоспособна, то формируется код отказа и трудоёмкость восстановления работоспособности, которая учитывается при последующих шагах работы системы.

После выполнения расчётов по определению состояния системы на текущее время выполняется следующий шаг программы, при этом определяется новое состояние системы. Расчёты продолжаются до времени окончания сезона добычи торфа. По результатам расчёта система выдаёт количество часов добычи и количество простоев из-за влияния ФВ на технологическую систему за сезон добычи.

Достоинством предлагаемой модели является возможность получения и анализа информации работы технологической машины за сезон с учётом как внешних факторов (погодные условия, организационные поте-

ри и др.), так и внутреннего состояния объекта (отказы и обслуживание элементов) (рис. 2).

Здесь, если машина достигла наработки  $t_1$ , то требуется проведение ТО-1, но при этом узел  $N_1$  имеет остаточный ресурс до предельного состояния  $t_2 - t_1$  (его не достаточно до следующего ТО). Если при проведении ТО-1 узел  $N_1$  не обслужить или отремонтировать, то при наработке  $t_2$  технологическую машину нужно ставить на ремонт. При этом нарушается технологический процесс добычи торфа и машина, которая могла бы работать в метеоблагоприятных условиях, будет находиться на ремонте. Если узел  $N_1$  отремонтировать при проведении ТО-1, то весь установленный ресурс он не отработает, т.е. часть его стоимости будет потеряна, но в этом случае машина будет работать в метеоблагоприятных условиях.

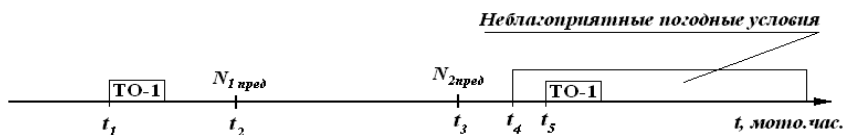


Рис. 2. Возможное распределение во времени состояния МДТ

Если стоимость произведённых машиной работ выше остаточной стоимости узла, то информационная система предложит провести ремонт или обслуживание при наработке  $t_1$  в процессе соответствующего ТО. Если наработка машины будет  $t_3$ , то диагностируемый элемент торфяной машины  $N_2$  достигнет состояния, когда его надо будет обслужить. Допустим, что данный элемент имеет возможность превышения наработки до обслуживания на 10% свыше установленной нормы (например, регулировка зазора в подшипнике), в этом случае выгоднее доработать до  $t_4$ , когда будут неблагоприятные метеосостояния для работы машины и провести обслуживание этого элемента. Для таких элементов в модели предусмотрена специальный ключ, и при расчёте технического состояния технологической машины в конкретный момент времени система разрешит продолжить эксплуатацию, выдав соответствующее сообщение в диалоговом окне (если расчёт ведётся со смещением наработки до ТО).

Модель технологической машины работает с шагом в один час, то есть состояние объекта может изменяться через один час, а внутри часа состояние машины считается стационарным.

Просчитав на модели все возможные варианты состояния технологического объекта можно с высокой долей вероятности принять правильное решение об условиях эксплуатации реальной машины. Отработка на модели возможных вариантов решений при эксплуатации торфяных технологических машин может существенно увеличить эффективность их

использования, что обеспечит повышение конкурентоспособности всей торфяной индустрии.

Литература

1. Павлов В.В. CALS – технологии в машиностроении (математические модели) - М.: Издательский центр МГТУ «СТАНКИН», 2002. 328 с.

УДК 623.223

## **УСЛОВИЯ ВЫХОДА БУРИЛЬНОЙ КОЛОННЫ В УСТАНОВИВШИЙСЯ РЕЖИМ ШНЕКОВОГО БУРЕНИЯ**

<sup>1</sup> Казаченко Г.В., <sup>1</sup> Нагорский А.В., <sup>1</sup> Басалай Г.А., <sup>2</sup> Шульдова С.Г.

<sup>3</sup> Ярмолинский В.К.

<sup>1</sup> Белорусский национальный технический университет, <sup>2</sup> Институт управления, г. Минск, <sup>3</sup> ЧУП “Институт горного дела”, г. Солигорск

*Целью работы является теоретическое обоснование соотношений между конструктивными и режимными параметрами буровой установки, позволяющими в конкретных геолого-технических условиях обеспечивать максимально возможную механическую скорость бурения[1]. В данных материалах приведено обоснование соотношений между геометрическими и кинематическими параметрами шнековой бурильной колонны и физическими свойствами породы, обеспечивающих выход буровой установки в установившийся режим бурения.*

Процесс шнекового бурения включает в себя разрушение породы на забое скважины путем ее взрыхления или резания буровым долотом и одновременное транспортирование продуктов разрушения из скважины шнековым буровым ставом. Движение разрыхленной породы относительно вращающегося шнекового бурового става вверх обусловлено подпором ее со стороны долота и превосходством силы трения породы о стенку скважины над силой трения о винтовую поверхность шнека. В результате этого порода, проскальзывая относительно вращающейся винтовой поверхности шнека, поднимается ею к устью скважины. Из практики бурения известно[2], что эффект транспортирования породы шнеком начинает наблюдаться только при скоростях вращения бурильной колонны больших некоторого критического значения. При меньших угловых скоростях, порода вращается вместе со шнековым ставом, но вверх не поднимается.

Необходимыми условиями выхода буровой установки в установившийся режим бурения, при котором весь объем выбуренной породы стабильно выносится шнеком из скважины, являются достаточный запас мощности привода бурильной колонны и балансовое соответствие производительности шнекового транспортера производительности бурового

долота по объему разрушенной породы с учетом ее разрыхления [1]. При этом производительность шнекового транспортера, в зависимости от складывающихся в процессе бурения уровней балансовых соотношений, должна быть большей или, в крайнем случае, равной производительности долота. Это условие по разрыхленной породе может быть записано в виде

$$Q_{ш} \geq Q_{д}, \quad (1)$$

где  $Q_{ш}$  – объемная производительность шнека;

$Q_{д}$  – объемная производительность долота.

Выразим из (1) необходимые соотношения между конструктивными и режимными параметрами бурильной колонны, обеспечивающие в рабочем процессе выполнение этого условия.

Производительность долота по объему разрушенной породы в ее массиве

$$Q_{д} = v_n \cdot \pi \cdot R_2^2, \quad (2)$$

где  $v_n$  – скорость подачи бурильной колонны на забой;

$R_2$  – радиус скважины, который может быть принят равным наружному радиусу шнекового става.

Производительность шнека выразим через объем транспортируемой им в осевом направлении разрыхленной породы с учетом степени заполнения породой рабочего пространства шнека

$$Q_{ш} = \frac{K_V}{K_p} \pi (R_2^2 - R_1^2) v_{oc}, \quad (3)$$

где  $K_V$  – коэффициент заполнения рабочего пространства шнека породой;

$K_p$  – коэффициент разрыхления породы;

$R_1$  – внутренний радиус шнекового става бурильной колонны;

$v_{oc}$  – скорость перемещения породы в осевом направлении.

Скорость перемещения породы можно определить исходя из допущения о постоянстве соотношения между угловой скоростью породы и угловой скоростью шнека. Очевидно, что устойчивое транспортирование породы предполагает выполнение такого соотношения. В этом случае можно записать

$$\omega_{шн} = \omega_с - \omega_n = \omega_с \left( 1 - \frac{\omega_n}{\omega_с} \right), \quad (4)$$

где  $\omega_n$  – угловая скорость породы;

$\omega_{шн}$  – угловая скорость шнека относительно породы, находящейся на витках шнека;

$\omega_s$  – угловая скорость шнека.

Обозначим

$$\frac{\omega_n}{\omega_s} = \varphi, \quad \text{а} \quad 1 - \frac{\omega_n}{\omega_s} = 1 - \varphi = \psi, \quad (5)$$

где  $\varphi$  – коэффициент скольжения;

$\psi$  – коэффициент циркуляции.

С учётом этих обозначений осевая скорость породы относительно шнека

$$v_{осв} = \omega_{сн} \frac{h_s}{2\pi} = \omega_s (1 - \varphi) \frac{h_s}{2\pi} = \psi \cdot \omega_s \frac{h_s}{2\pi}, \quad (6)$$

где  $v_{осв}$  – скорость перемещения породы относительно шнека в осевом направлении;

$h_s$  – шаг винтовой линии шнекового конвейера.

Тогда осевая скорость породы относительно стенки скважины

$$v_{ос} = v_{осв} - v_n = \frac{(1 - \varphi)\omega_s \cdot h_s - 2\pi \cdot v_n}{2\pi}, \quad (7)$$

а производительность шнека по транспортируемой породе

$$Q_{ш} = S_c \frac{K_c}{K_p} v_{ос}, \quad (8)$$

где  $S_c = \pi(R_2^2 - R_1^2)$  – площадь сечения шнека плоскостью, перпендикулярной оси вращения;

$K_c$  – коэффициент заполнения этого сечения породой.

Учитывая, что увеличение объёма, занимаемого разрушенной породой, возможно только в осевом направлении, считаем  $K_c = K_v$ .

Тогда условие (1) выхода бурильной колонны в установившийся режим бурения по материальному балансу породы принимает вид

$$S_c \frac{K_c}{K_p} \left( h_s \cdot \omega_s \frac{1 - \varphi}{2\pi} - v_n \right) \geq v_n \cdot \pi \cdot R_2^2. \quad (9)$$

В итоге из (9) получаем предельное соотношение между угловой скоростью вращения и скоростью подачи на забой шнековой бурильной колонны с заданными конструктивными параметрами, обеспечивающее выполнения условия (1)

$$\omega_e \geq \frac{2\pi \cdot v_n}{(1-\varphi)h_e} \left[ 1 + \frac{R_2^2 \cdot K_p}{K_c (R_2^2 - R_1^2)} \right]. \quad (10)$$

Требование (10) к угловой скорости бурильной колонны не является единственным, т. к. эффект передвижения породы по винтовой поверхности шнека вверх наблюдается только при угловых скоростях больших некоторого критического значения [2]. Это обусловлено тем, что при значениях угловой скорости больших критического центробежные силы, действующие на породу, превышают силы трения ее о несущую поверхность шнека. В результате порода сдвигается в радиальном направлении по поверхности шнека и прижимается силами инерции к стенке скважины, что делает возможным ее передвижение шнеком вверх, со скольжением по поверхности шнека и поверхности стенки скважины одновременно.

Значение критической угловой скорости вращения бурового става, может быть определено из условия превышения давления сил инерции над напряжением сил трения породы о винтовую поверхность шнека

$$p_u > f_1 \cdot p_n, \quad (11)$$

где  $p_u$  – давление породы на стенки скважины, обусловленное действием на нее центробежных сил инерции;

$f_1$  – коэффициент трения породы о винтовую поверхность шнека;

$p_n = f_2 \cdot p_2 \sin \gamma_2 + p_m$  – суммарное давление породы на винтовую поверхность шнека;

$f_2$  – коэффициент трения транспортируемой породы о стенки скважины;

$p_2$  – давление породы на стенку скважины;

$\gamma_2 = \arctg \frac{h'_e}{2\pi \cdot R_2}$  – угол подъема направляющей винтовой линии поверхности шнека;

сти шнека;

$p_m = \frac{\rho \cdot g \cdot h'_{cl}}{\cos \gamma_{cp}}$  – давление на винтовую поверхность сил тяжести породы;

$h'_{cl}$  – средняя высота слоя породы на винтовой поверхности шнека без учета ее разрыхления.

Давление породы на стенки скважины от сил инерции, возникающее при ее вращении, зависит как от угловой скорости вращения, так и от положения центра масс витка породы относительно оси вращения.

Радиус  $R_n$  положения центра масс витка породы (рисунок) найдём из условия, что половина массы породы сосредоточена на радиусах, меньших  $R_n$ , а вторая – на радиусах, больших  $R_n$ . Это условие запишем в виде

$$\int_0^{(2\pi-\alpha)R_n} \int_{R_1}^{R_2} \rho' \cdot r \cdot d\beta \cdot dr \cdot h_{cl} = \int_0^{(2\pi-\alpha)R_2} \int_{r_n}^{R_2} \rho' \cdot r \cdot d\beta \cdot dr \cdot h_{cl}, \quad (12)$$

где  $\rho' = \rho/K_p$  - плотность разрыхленной породы.

Откуда находим

$$R_n = \sqrt{\frac{R_2^2 + R_1^2}{2}}. \quad (13)$$

Тогда дифференциал силы инерции транспортируемой горной массы (рисунок)

$$dP_u = dm \cdot \omega_n^2 \cdot R_n = \rho' \cdot r \cdot dr \cdot d\beta \cdot dh_{cl} (\varphi \cdot \omega)^2 \cdot r_n. \quad (14)$$

Этот дифференциал можно определить и иначе

$$dP_u = \frac{1}{2} \rho' \cdot (R_2^2 - R_1^2) (\varphi \cdot \omega)^2 \cdot h_{cl} \cdot d\beta. \quad (15)$$

Тогда давление на стенки скважины от центробежных сил инерции

$$p_u = \frac{dP_u}{dS_2} = \frac{1}{2} \frac{\rho(R_2^2 - R_1^2)}{R_2} (\varphi \cdot \omega_e)^2 \cdot \sqrt{\frac{R_2^2 + R_1^2}{2}}, \quad (16)$$

где  $dS_2 = h_{cl} \cdot R_2 \cdot d\beta$  - дифференциал площади соприкосновения транспортируемой породы со стенкой скважины с учётом разрыхления породы.

Среднюю высоту слоя породы на лопасти шнека определим из условия (рисунок)

$$K_c = h_{cl}/h_6, \quad (17)$$

где  $K_c$  согласно (9) определяется выражением

$$K_c = \frac{2\pi \cdot K_p \cdot v_n \cdot R_2^2}{(R_2^2 - R_1^2) ((1-\varphi)h_6 \cdot \omega_e - 2\pi \cdot v_n)}. \quad (18)$$

Таким образом:

$$h_{cl} = \frac{2\pi \cdot v_n \cdot K_p \cdot R_2^2 \cdot h_6}{(R_2^2 - R_1^2) ((1-\varphi)h_6 \cdot \omega_e - 2\pi \cdot v_n)}, \quad (19)$$

Поле подстановки в (11) выведенных соотношений (16) и (19) условие сдвига породы центробежными силами по несущей поверхности шнека в радиальном направлении и появления давления породы на стенку скважины принимает вид

$$\frac{1}{2} \rho' \cdot \varphi^2 \cdot \omega_e^2 \cdot \rho \frac{R_2^2 - R_1^2}{R_2} \sqrt{\frac{R_2^2 + R_1^2}{2}} \geq f_1 \cdot \rho' \cdot g \cdot h_{cl} \cdot \cos \gamma_n, \quad (20)$$



где  $\gamma_n$  – средний угол винтовой траектории подъёма породы .

Приняв  $h_{сл} = h_e$  и определив

$$\cos \gamma_n = \frac{2\pi \sqrt{\frac{R_2^2 + R_1^2}{2}}}{\sqrt{2\pi^2(R_2^2 + R_1^2) + h_e^2}},$$

можно в итоге определить значение критической угловой скорости шнека

$$\omega_{e.sp} = \frac{2}{\varphi} \sqrt{\frac{f_1 \cdot \pi \cdot g \cdot h_e \cdot R_2^2}{(R_2^2 - R_1^2) \sqrt{2\pi^2(R_2^2 + R_1^2) + h_e^2}}}, \quad (21)$$

или то же самое по более простой приближённой формуле

$$\omega_{e.sp} = \frac{2}{\varphi} \sqrt{\frac{f \cdot \pi \cdot g \cdot h_e}{\sqrt{2\pi^2 \cdot R_2^2 + h_e^2}}}. \quad (22)$$

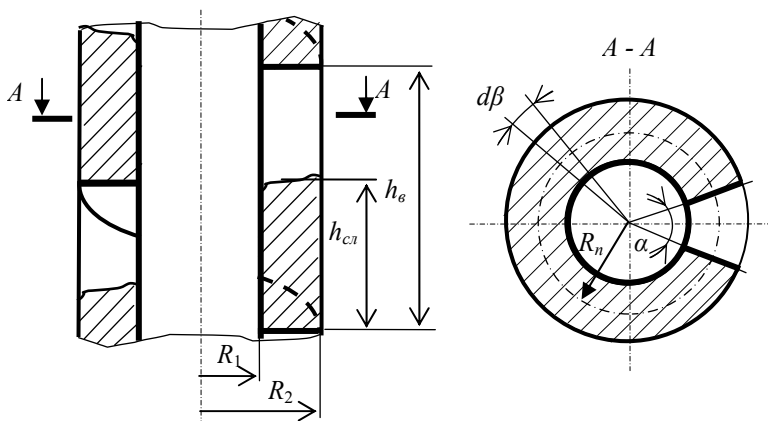


Рисунок. К методу определения средней высоты слоя породы на несущей поверхности шнекового бурового става

Входящий в расчётные зависимости коэффициент заполнения рабочего пространства шнека можно определить расчётным путём по известной высоте витка породы на шнеке. Действительно, коэффициент заполнения определяется отношением

$$K_c = K_v = \frac{h_{cl}}{h_g} \cdot \quad (23)$$

С другой стороны

$$h_g - h_{cl} = \alpha \cdot R_2 \cdot \operatorname{tg} \gamma_2, \quad (24)$$

где  $\alpha$  – угол сектора отсутствия породы в сечении, перпендикулярном оси вращения.

Таким образом:

$$h_g - h_{cl} = h_g \cdot \frac{\alpha}{2\pi}, \quad (25)$$

$$h_{cl} = h_g \left( 1 - \frac{\alpha}{2\pi} \right). \quad (26)$$

Тогда  $K_c = 1 - \frac{\alpha}{2\pi}$ ,

где

$$\alpha = \frac{h_g - h_{cl}}{R_2 \cdot \operatorname{tg} \gamma_2} = 2\pi \left( 1 - \frac{h_{cl}}{h_g} \right). \quad (27)$$

Полученные соотношения позволяют найти расчётное значение коэффициента скольжения породы по винтовой поверхности из равенства производительности бурильной колонны по ее осевой подаче и по транспортируемой породе. Действительно, приравняв (2) и (10) найдём

$$v_{oc} = \frac{\pi \cdot v_n \cdot R_2^2 \cdot K_p}{K_c (R_2^2 - R_1^2)}. \quad (28)$$

Используя (7), имеем

$$\varphi = 1 - \frac{2\pi \cdot v_n (K_p \cdot R_2^2 + K_c (R_2^2 - R_1^2))}{K_c (R_2^2 - R_1^2) h_g \cdot \omega_g} \cong 1 - \frac{2\pi \cdot v_n (K_p + K_c)}{K_c \cdot h_g \cdot \omega_g} \quad (29)$$

Таким образом, определены основные соотношения между конст­руктивными и режимными параметрами шнековой бурильной колонны и физическими величинами, характеризующими процесс взаимодействие породы со шнековым транспортером и стенкой вертикальной скважины в установившемся режиме бурения. Эти соотношения в совокупности с ранее сформированными [1] соотношениями, выведенными из условия соответствия суммарных затрат мощности на проходку скважины установленной мощности привода, образуют замкнутую математическую мо­

дель установившегося процесса шнекового бурения. Основываясь на полученных зависимостях представляется возможность разрабатывать алгоритмы расчета режимов бурения, обеспечивающих максимальную механическую скорость проходки вертикальных скважин в заданных геолого-технических условиях.

#### Литература

1. Казаченко Г.В. Исследование процесса шнекового бурения / Г.В. Казаченко, А.В. Нагорский, Г.А. Басалай//Горная механика и машиностроение. -2012.- № 3 с.с. 65-74.
2. Кардыш В.Г. Бурение неглубоких скважин/В.Г. Кардыш, Б.В. Мурзаков, А.С. Окмянский. -М.: Недра, 1971.- 240 с.

УДК 621.01.001.02

### **К ВОПРОСУ СНИЖЕНИЯ КОНТАКТНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ В ЗАЦЕПЛЕНИИ КОЛЕСО-РЕЙКА В ШАХТНЫХ ЭЛЕКТРОВОЗАХ**

**Лукиенко Л.В., Исаев, В.В.**

*ФГБОУ ВПО РХТУ им. Д.И. Менделеева*

*В работе предложено использовать зубчато-реечные передачи для расширения области применения шахтных электровозов, что позволит эксплуатировать электровозы в выработках с большим углом падения. Описана конструкция предлагаемого технического решения и представлены результаты анализа нагруженности тягового органа.*

Шахтный электровоз – является одним из основных видов транспорта осуществляющего процесс перевозки полезных ископаемых от забоев по подземным выработкам к стволу шахты и далее к пункту погрузки в железнодорожные вагоны.

В связи с тем, что на шахте работает, как правило, не один, а несколько очистных и подготовительных забоев одновременно подземный транспорт характеризуется большой разветвлённостью путей, а также тем, что рабочее расстояние, по которым осуществляются перевозки, составляет от нескольких сотен метров до нескольких десятков километров.

Пути рудничного транспорта в соответствии с неравномерностью залегания пласта полезного ископаемого имеют сложную конфигурацию, с чередованием горизонтальных и наклонных участков. При этом угол подъёма выработки не может превышать 9 градусов из-за необходимости преодоления силы трения.

Отличием шахтных электровозов от транспорта других отраслей промышленности, является работа в стеснённых горных выработках небольшого сечения. Это предъявляет к конструкции подземного транспорта

особенные требования и в значительной степени усложняет эксплуатацию: высокая степень безопасности, меньшая стоимость эксплуатации, трудоёмкость – наиболее важные требования, которые предъявляются к рудничному транспорту на сегодняшний день.

Расширения области применения шахтных электровозов можно добиться за счёт использования зубчато-реечных передач в приводе, что позволит значительно поднять допустимый угол подъёма выработки. С этой целью на выходном валу двухступенчатого, коническо-цилиндрического редуктора дополнительно должно быть установлено зубчатое колесо, которое обкатывается по зубчатой рейке, установленной по оси симметрии рельсового пути. Причём линейная скорость точек колеса, взаимодействующих с рейкой по делительному диаметру должна быть равна линейной скорости точек колеса, обкатывающегося по рельсу. Для обеспечения постоянства межосевого расстояния в паре колесо-рейка на рейке выполнены продольные пазы, по которым обкатываются опоры качения конструктивно увязанные с приводным редуктором.

Анализ применения зубчато-реечных передач [1] показал, что распространено большое количество конструктивных вариантов реек. В результате проведенных аналитических исследований [2 - 4] показано, что зубчатые рейки (рис. 1), в силу особенностей своей геометрии более перспективны по сравнению с цевочными (рис. 2). Кроме того, все они очень технологичны с точки зрения изготовления.

Применение зубчато-реечных передач для работы в сложных условиях при значительных нагрузках, имеющих динамический характер, позволяет создавать конкурентоспособные компактные высоконадёжные механизмы подачи технологических машин. Ввиду сложного характера нагружения, ранее для определения их рациональных параметров применялись экспериментальные методы, определявшие значительные материальные, временные и трудовые затраты. В условиях рыночной экономики целесообразно использовать менее затратные способы и средства решения задачи по определению рациональных параметров зубчато-реечных механизмов подачи с учётом тяжелого характера нагружения.

Одно из направлений решения таких задач – применение современных методов исследования, требующих значительных ресурсов ЭВМ. Проведённый анализ существующих программ (LabView, SIMULIA Abaqus, Ansys, Nastran) показал, что отечественная система APM WinMachine – CAD/CAE система автоматизированного расчета и проектирования механического оборудования и конструкций в области машиностроения, разработанная с учетом последних достижений в вычислительной математике, области численных методов и программирования, а также теоретических и экспериментальных инженерных решений в наибольшей степени

отвечает решению поставленных задач с учётом критерия стоимость/возможности.

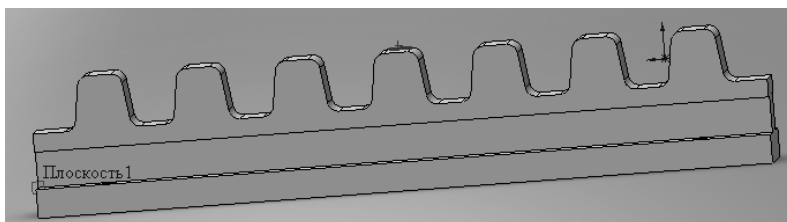


Рис. 1. Конструктивный вариант зубчатой рейки

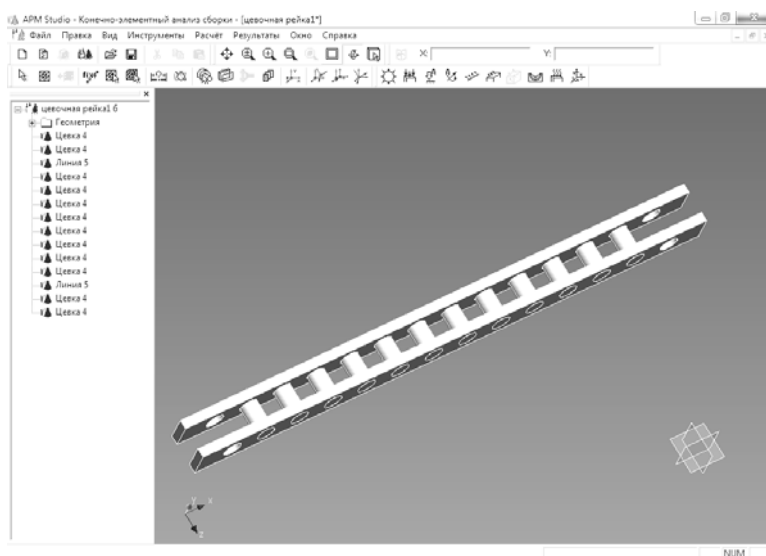


Рис. 2. Конструктивный вариант цвочной рейки

С целью определения наиболее рациональных параметров проектируемых передач по соотношению габаритных и прочностных показателей при помощи пакета прикладных программ APM WinMachine 9.7 была разработана твердотельная расчётная модель зубчатой рейки (Рис. 3) (материал – сталь 45X, шаг зацепления 138 мм, тангенциальная составляющая усилия на приводном зубчатом колесе – 250 кН) шириной 70 мм, в основе которой лежит четырёхугольный тетраэдр со стороной 7 мм. Её исследования проведены с использованием метода конечных элементов.

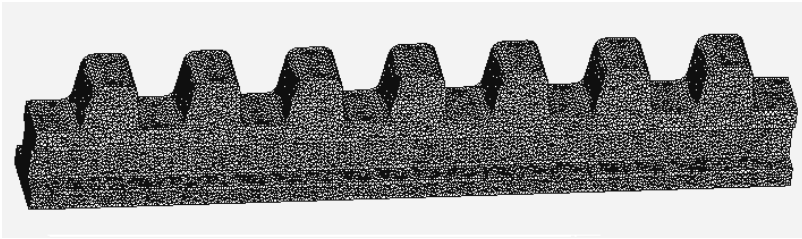


Рис. 3. Твёрдотельная модель зубчатой рейки

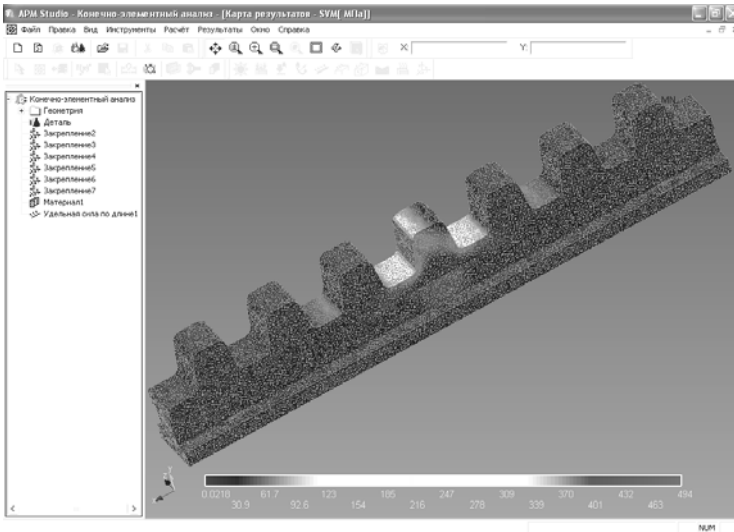


Рис. 4. Распределение эквивалентных напряжений в зубчатой рейке

Анализ распределения эквивалентных напряжений показывает достаточность выбранных геометрических параметров. Однако, для окончательного выбора геометрических параметров рейки необходимо проведение достаточно большого количества исследований с оптимизацией результатов по критериям минимизации изнашивания и скольжения.

По результатам расчёта перемещений по оси  $x$  (рис. 5) определена изгибная жёсткость рейки:

$$Q = F/S_x = 250000/0.00104 = 240384.6 \text{ кН/мм}$$

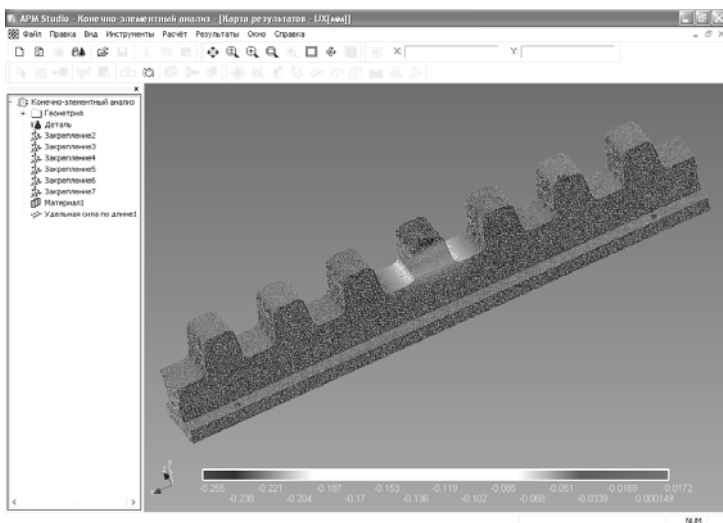


Рис. 5. Перемещение элементов рейки в результате действия тангенциальной составляющей усилия в зацеплении колесо – рейка

Таблица 1. Результаты расчёта различных конструктивных вариантов зубчатых реек

Наименование показателя	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4	Вариант 5
Шаг зацепления, мм	138	138	138	138	120
Высота зуба, мм	75	75	75	75	60
Ширина зуба рейки, мм	80	80	70	60	50
Масса, кг	84,05	84,05	80,091	76,46	66,3
Материал	30ХГС	45Х	35Х	30Х	20Х
Величина нагрузки, кН	250	250	100	100	100
Максимальные эквивалентные напряжения, МПа	451,05	451,05	208	249	293
Коэффициент запаса по пределу текучести	1,851	1,851	3,53	2,75	2,16
Максимальные суммарные перемещения, мм	0,237	0,237	0,104	0,118	0,127

В результате проведённых исследований предложена конструктивная схема, которая позволит значительно расширить область применения шахтных электровозов.

Литература:

1. Бойко Н.Г. Динамика очистных комбайнов. Донецк: Изд-во ДонНТУ, 2004. 206 с.
2. Смирнов С.Н. Разработка методов исследования и проектирования зубчато-речных систем подачи, обеспечивающих повышение эффективности очистных комбайнов: дис. ... докт. техн. наук. Тула, 1991. 572 с.
3. Силовые зубчатые трансмиссии угольных комбайнов. Теория и проектирование / П.Г. Сидоров [и др.]. М.: Машиностроение, 1995. 296 с.
4. Стационарные и тормозные режимы работы бесцепных систем перемещения очистных комбайнов / В.А. Бреннер [и др.]. Тула: Изд-во Тул. гос. ун-та, 2007. 220 с.

УДК 631.372:622.232

### **ВЫБОР ТРАКТОРА ДЛЯ РАБОТЫ С ОБОРУДОВАНИЕМ ДОБЫЧИ КУСКОВОГО ТОРФА**

**Таяновский Г.А., Ромашко Ю.В.**

*Белорусский национальный технический университет, Минск*

*В статье приведены методические положения выбора трактора для работы в составе торфяного машинно-тракторного агрегата (МТА) с навесным фрезформирующим оборудованием.*

**Введение.** Рациональный подбор трактора, на базе которого составляется навесной фрезерирующе-формирующий машинно-тракторный агрегат (МТА), предназначенный для получения сформованного торфяного топливного куска, во многом определяет не только производительность, рабочую скорость движения, удельную энергоёмкость процесса, но и, как показала практика, вообще способность агрегата осуществлять его.

В связи с закупкой торфяной отраслью зарубежного фрезерирующе-формирующего навесного оборудования для агрегатирования с отечественными колесными тракторами той же мощности, что и штатный зарубежный, на практике оказалось, что такие МТА не достигают эксплуатационных показателей МТА, как с зарубежным трактором. Поэтому актуальной стала задача рационального агрегатирования тракторов МТЗ с упомянутым торфяным оборудованием.

Так как покупное оборудование дорабатывать нецелесообразно, то модель трактора, схему его ошиновки и параметры шин, полную массу и мощность трактора, рабочие передачи в коробке передач, рабочие частоты вращения вала отбора мощности, параметры баллаستировки трактора необходимо выбирать таким образом, чтобы непрерывно обеспечивать близкий к оптимальному режим работы навесного фрезформирующего оборудо-



вания, независимо от изменения характеристик залежи по пути движения МТА.

В данной статье изложены разработанные авторами предложения по выбору колесного трактора МТЗ для агрегатирования с новым зарубежным навесным фрезерующе-формующим оборудованием, предназначенным для добычи топливного торфяного куска, а также предложения о рациональном законе управления ходовой системой и фрезой при изменении условий движения машинно-тракторного агрегата на торфяной карте.

**Объект исследования.** Эффективность применения колесных тракторных энергетических средств в составе агрегата для добычи мелкокускового коммунально-бытового торфяного топлива может быть достигнута при выборе рациональных параметров технологической части и параметров агрегатирования звеньев МТА. Для обеспечения высокой надежности в работе такие агрегаты создаются на базе полноприводных тракторов. Ходовые системы их оснащаются колесами с шинами специальной комплектации, в том числе сдвоенными, с целью создания необходимого запаса грузоподъемности ходовой системы, высоких тягово-сцепных свойств и проходимости агрегата, при работе с тяжелым навесным оборудованием, каким является фрезерующее-формующее. Навесное оборудование включает приводной от независимого ВОМ торфяного МЭС моноблок с присоединенными модулями дисковой фрезы и винтового перерабатывающего пресса с формующим одно- или многоручьевым мундштуком (Рис. 1).



Рис. 1. Фрезерующе-формующий МТА с характеристиками:  
производительность, га/день – 1,5...2,5; рабочая скорость, км/час 0,9...2,5;  
привод от ВОМ, об/мин – 1000

Дисковая фреза при встречном фрезеровании режущими элементами экскавирует торфяную массу из торфяной залежи и подает в приемное окно пресса, далее она, перемещаясь витками шнека вдоль канала пресса, подвергается перемешиванию, дополнительной диспергации и перетиранию, уплотнению, удалению газовой фазы, а затем получает цилиндриче-

скую форму, при выдавливании через ручки мундштука, обламывается на выходе под действием собственного веса в виде сформованных кусков некоторой длины и выстилается на поверхность торфяной залежи, где сохнет в естественных условиях, а затем готовое кусковое топливо убирается.

Данная работа направлена на создание положений выбора трактора для агрегатирования с заданной, например зарубежной, навесной машиной, предназначенной для получения мелкокусового топливного торфа, на основании которых возможно решение задачи научно обоснованного выбора модели из числа выпускаемых тракторов МТЗ, параметров агрегатирования машины и трактора, рационального алгоритма управления рабочими органами агрегата.

**Динамика и эксплуатационные показатели МТА.** Изменение нормальных нагрузок на мосты тракторного агрегата из-за навешенного оборудования, изменение давления воздуха в шинах и их комплектации приводят к перераспределению крутящих моментов в разветвленном приводе к ведущим колесам и к активным рабочим органам (АРО) – дисковой фрезе и винтовому перерабатывающему прессу. Все это сказывается на показателях эффективности работы двигателя агрегата. Случайный характер возмущений со стороны торфяной залежи на движитель и дисковую фрезу МТА вносят свой вклад в динамику движения агрегата и его эксплуатационные показатели. В полевом сезоне 2012 года авторами проведены эксплуатационные полевые испытания МТА на базе тракторов МТЗ-2022 и МТЗ-2522 с зарубежным навесным на трактор кусковым оборудованием модели РК-1S и близким по конструкции отечественным аналогом - оборудованием КТД-1. Как установлено в результате испытаний на практике показатели работы МТА на базе трактора МТЗ-2022В.3-17/32 существенно ниже, чем при работе с трактором МТЗ-2522 как по производительности, так и по расходу топлива на единицу производительности. Отмечалось повышенное буксование колес первого трактора. По разработанной оригинальной методике испытаний определялось сопротивление подаче фрезы при работе, скорость движения, буксования ведущих колес обоих мостов трактора, радиусы качения колес, полная и остаточная деформации залежи, частота вращения коленчатого вала и мощность двигателя, техническая производительность по сформованной массе, влажность и плотность выстланного куска, сменный расход топлива и сменная производительность. Выполнен также расчетно-теоретический анализ рабочего процесса исследуемых МТА. Результаты расчетов и натурных опытов показали, что реализованные в настоящее время режимы работы двигателя, фрезы и пресса в испытанных агрегатах далеки от рациональных, чем и объясняются низкие эксплуатационные показатели

МТА. В процессе испытаний выявлялись практические возможности изменения упомянутых режимов, с целью приближения их к рациональным.

Параметры некоторых активных рабочих органов, навески, давление воздуха в шинах колес и комплектацию шин можно менять, а, значит, и управлять КПД ходовой системы и эффективностью навесного агрегата в целом. Поэтому представляло также научный и практический интерес установление закономерностей динамики полноприводного тягово-энергетического средства, работающего в составе фрезформирующего навесного агрегата, в зависимости от упомянутых факторов, что и рассматривалось ранее в работах авторов данной статьи [1 - 3]. Методический подход к выбору рациональных параметров АРО и параметров агрегатирования МТА в целом основывается на результатах анализа динамики МТА.

При создании таких агрегатов следует учитывать, что максимальные значения КПД ходовой системы полноприводной машины с заблокированными межосевыми связями достигаются при сведении к минимуму кинематического рассогласования между ведущими колесами [2]. При буксованиях каждого ведущего колеса, характерных для близкого к линейному участка зависимости удельных касательных усилий от буксования колеса, потери в ходовой системе меньше, чем на нелинейных участках упомянутых зависимостей [2]. Из этого следует, что имеет смысл поставленную задачу решать в пределах участков кривых буксования ведущих колес, близких к линейным [3], путем управления скоростями колес и фрезы до достижения требуемых балансовых соотношений.

К режимам работы, определяющим показатели эксплуатационных свойств фрезформирующего колесного тракторного агрегата относятся: трогание и разгон, движение с установившейся скоростью по неровностям опорной поверхности торфяной карты при работе фрезформирующего навесного на трактор оборудования, поворот и маневрирование, торможение. Моделирование и анализ перечисленных режимов рабочего процесса фрезформирующего агрегата при исследовании динамики МТА необходимы, так как позволяют выявить его свойства, с целью проведения анализа и последующего выбора рациональных конструктивных параметров проектируемого МТА. Среди определяющих факторов, подлежащих анализу, наиболее важные - конструктивно-компоновочная схема, параметры кинематики привода, дисковой фрезы, винтового перерабатывающего пресса МТА, тягово-цепные характеристики шин, масса, мощность и характеристики элементов поддрессоривания трактора, а также микропрофиль пути и характеристики сопротивления подаче фрезы со стороны торфяной карты, определяющие характер входного воздействия на динамическую систему МТА [1-3].

Многообразие случайных сочетаний параметров и свойств торфяной карты приводит к существенным изменениям текущих рабочих режи-

мов двигателя трактора и технико-экономических показателей рабочего процесса и качества формуемого торфяного куска. В частности, изменение буксования ведущих колес трактора, при имеющих место на торфяной карте колебаниях состояния поверхности движения и сопротивления подаче фрезы, приводит к рассогласованию балансового соотношения производительностей МТА по ходу и по активным рабочим органам, а также - к отклонению степени переработки торфяной массы от целесообразной, что ухудшает качество получаемого топлива, особенно на пнистых торфяных залежах со средней и более высокой степенью разложения торфа и на залежах так называемых крошащихся торфов [2]. При повышении буксования ведущих колес, как показали испытания, существенно растут расходы топлива, ухудшается проходимость, снижается производительность агрегата, значительная часть экскавированной торфяной массы забрасывается назад в образовавшуюся за фрезой щель.

Изменением конструктивных и режимных факторов можно в известной степени влиять как на эксплуатационные показатели МТА, так и на качество торфяного куска. Поэтому возможно решение задачи оперативной «настройки», в процессе движения МТА, параметров привода его активных рабочих органов, обеспечивающих минимизацию удельных энергозатрат при стабилизации производительности и качества формуемого торфяного куска, в рамках выбранной на стадии проектирования рациональной структурно-компоновочной схемы агрегата (см. рис. 1). С этой целью авторами предложено несколько патентоспособных технических решений, которые расширяют эксплуатационную гибкость современного фрезерующе-формуемого торфяного оборудования.

**Определение параметров трактора для навесного фрезерующе-формуемого МТА.** Важный вопрос выбора рациональных параметров трактора заключается в принятии критерия, по которому такой выбор будет производиться. От этого зависят результаты работы агрегата и его эксплуатационная эффективность. Интегральным проявлением эффективности МТА при заданной средней скорости движения (то есть при постоянной производительности по ходу) на гоне может служить расход топлива, он зависит от степени загрузки двигателя и особенностей протекания скоростных характеристик его на внешнем и частичных режимах. Значит должна быть оптимальная для наилучшей эффективности загрузка двигателя, которую необходимо установить и поддерживать. Но так как внешние факторы при движении МТА непрерывно изменяются, то также изменяются и режимы двигателя. Это означает, что в условиях эксплуатации требуется автоматическая оптимизация режимов работы МТА.

Многими учеными: Кацыгиным В.В., Гуськовым В.В., Киртбая Ю.К., Иофиновым С.А., Болтинским В.Н., Киселевым И.И., Агеевым Л.Е.

и др. предложено значительное число формул для определения оптимальной загрузки двигателя для обеспечения наибольшей экономичности и производительности тяговых и тягово-приводных МТА [5-7]. Большинство из таких формул степень оптимальной загрузки двигателя (по сути – матожидание загрузки) связывают со значением неравномерности тягового сопротивления, что объективно физически имеет смысл. В этом можно убедиться, рассмотрев многопараметровую характеристику двигателя (см. в качестве примера рисунок 2). Линия *ab* соответствует минимальным удельным эффективным расходам топлива. Поэтому оптимальными нагрузками двигателя можно принять те нагрузки, которые соответствуют этой линии. По этой характеристике можно наглядно представить возможные стратегии управления МТА, целью которых должно быть наиболее близкое приближение к линии *ab* в случае ухода от нее при изменении внешних факторов во время движения МТА по торфяной залежи за счет управления подачей топлива, передаточными отношениями к ведущим колесам и к фрезе непосредственно во время движения, а также за счет «настроек на залежь» ходовой системы трактора и фрезерующе-формующего оборудования перед началом движения [2].

Важным является выбор массы трактора для тягово-приводного МТА, а не тягового класса, значение которого у современных тракторов, оснащенных мощными двигателями с протяженными участками постоянной мощности на внешней скоростной характеристике, сейчас не во всем определяет его тягово-энергетические возможности. Топливо-экономические характеристики таких двигателей, оснащенных новыми топливоподающими системами, например *common rail*, отличаются от характеристик старых моделей двигателей. Поэтому упомянутые формулы оптимальной загрузки двигателя не всегда соответствуют действительности. Предположим, что такая формула установлена как функция степени неравномерности тягового сопротивления от навесного фрезерующе-формующего оборудования и параметров модели скоростной характеристики двигателя. На практике это означает, что для обеспечения высокой топливной экономичности за счет использования автоматической системы непрерывного поддержания оптимальной (по критерию удельного эффективного расхода топлива) загрузки двигателя, необходим двигатель соответствующей большей номинальной мощности.

Эксплуатационную массу трактора тягово-приводного навесного фрезерующе-формующего агрегата определим на основе выражения, предложенного Ю.Е. Атамановым [8], в котором необходимо учесть зависимость коэффициента  $\varphi$  от схемы сдваивания или страивания колес трактора при работе на торфяной карте, а также то, что в состав полной массы

входят и массы самих дополнительных колес, оборудованных шинами, и масса навесного оборудования.

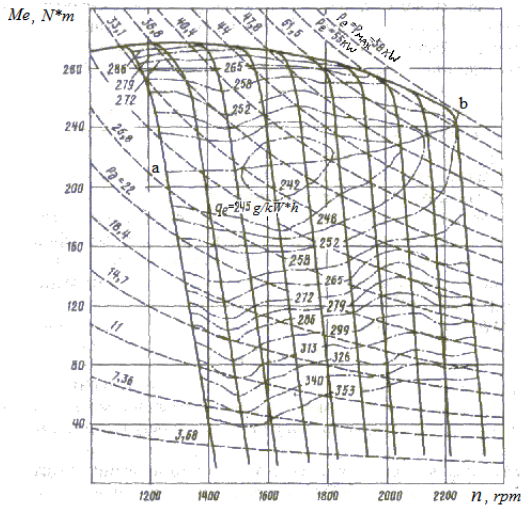


Рис. 2. Многопараметровая характеристика тракторного дизельного двигателя

Тогда масса тракторного агрегата определится из выражения

$$m = \frac{(1 + 0,5k_{нер})(1 + \varepsilon(v^2 - v_3^2))F_{кр}}{[\varphi(схемы\_движителя) \times \lambda - (f(схемы\_движителя) \times \cos\alpha + \sin\alpha)]g},$$

где  $k_{нер}$  – коэффициент неравномерности тягового сопротивления навесного оборудования;  $\varepsilon$  – коэффициент увеличения тягового сопротивления при повышении рабочей скорости;  $V_3$  – «эталонная» скорость, которая предусмотрена паспортом навесного оборудования;  $\lambda$  – коэффициент нагрузки ведущих колес у неполноприводного трактора;  $F_{кр}$  – тяговое сопротивление навесного оборудования передвиганию трактора[4];  $\alpha$  – угол подъема рельефа торфяного поля. При этом зависимости коэффициента использования сцепления  $\varphi(схемы\_движителя)$ , соответствующего максимуму тягового КПД агрегата, и коэффициента сопротивления качению колес  $f(схемы\_движителя)$  аналитически определяются на основе моделирования тяговых сил шин трактора на конкретной залежи, находя-

шейся в наихудшем состоянии, при котором имеет смысл производить добычу куска на практике. Массой можно управлять за счет балластирования трактора и заполнения сдвигающих шин водой, устройство для которого защищено патентом авторов.

Выражение для определения эксплуатационной массы трактора учитывает изменение средней величины тягового сопротивления подаче фрезы, увеличение его при повышении скорости по сравнению с заданной для движения на рабочем гоне и изменение состояния опорной поверхности и рельефа торфяной карты. При проведенных испытаниях и в работах других авторов отмечалась тесная корреляция степени неравномерности силовых факторов на карданном валу привода рабочих органов с неравномерностью тягового сопротивления оборудования [4, 5, 7].

Потребная мощность тракторного двигателя определяется из выражения

$$P_{об} = \left\{ \frac{v}{3600\eta_{мп}\eta_{\delta}} \left[ (f \cos \alpha_{\delta} + \sin \alpha_{\delta}) mg + (1 + k_{неп}) [1 + \varepsilon(v^2 - v_{\delta}^2)] F_{кр} \right] + \left( \frac{M_{фр} \times \omega_{фр}}{\eta_{фр}} + \frac{M_{нр} \times \omega_{нр}}{\eta_{нр}} \right) \times (1 + k_{неп}) \right\} \times \frac{1}{k_{опт}}, \text{ кВт}$$

где  $v$  - рабочая скорость МТА;  $\eta_{\delta}$  - КПД буксования движителя;  $\eta_{мп}$  - КПД привода колесного движителя;  $M_{фр}$ ,  $\omega_{фр}$  - крутящий момент и угловая скорость фрезы [2];  $M_{нр}$ ,  $\omega_{нр}$  - крутящий момент и угловая скорость вала винтового перерабатывающего пресса [2];  $\eta_{фр}$  - КПД привода фрезы;  $\eta_{нр}$  - КПД привода пресса;  $k_{опт}$  - коэффициент оптимальной загрузки двигателя.

Для отслеживания изменения эксплуатационных показателей исследуемого МТА при изменении внешних воздействий на него со стороны залежи во время рабочего хода использовалась разработанная авторами методика. Методика основана на использовании математической модели исследуемого МТА [1], которая учитывает различные условия движения, параметры фрезформирующего оборудования, трактора и позволяет определять: загрузку двигателя; буксование и тягу колес движителя; время и ускорения, а также возможность осуществления разгона; скорость движения после окончания разгона; крутящие моменты на валах трансмиссии; динамическую нагруженность фрикционных элементов. Разработанная математическая модель позволяет учесть влияние буксования колес дви-

жителя на рабочий процесс фрезы и пресса, производить оценку взаимного влияния параметров агрегата и режимов нагружения рабочих органов на эксплуатационные показатели агрегата, с целью выбора их рациональных значений и разработки системы управления активными рабочими органами для существенного снижения удельных энергозатрат. С помощью виртуальной модели МТА, реализованной на ПЭВМ как программное приложение в системе символьной математики MathCAD, выполняется расчетный анализ показателей агрегатирования колесного трактора, при различной комплектации шинами колес движителя, с фрезформирующим оборудованием различных компоновочных схем и параметров, с целью выбора наилучшего по показателям удельных энергозатрат и другим показателям качества рабочего процесса параметров навесного оборудования и параметров агрегатирования звеньев в составе МТА.

**Заключение.** Авторами разработаны предложения по выбору главных параметров трактора МТЗ для рационального агрегатирования с зарубежным фрезерирующе-формирующим оборудованием, методика анализа рабочего процесса исследуемого МТА, предложены новые технические решения.

Проведенный анализ процессов МТА на разработанной математической модели [1], проведенные натурные испытания фрезерирующе-формирующего МТА с зарубежным и полным отечественным вариантом-аналогом этого же навесного оборудования позволили установить причины плохой работы оборудования с тракторами МТЗ. Кроме того, упомянутые виртуальные и натурные испытания позволили получить необходимые данные для обоснования закона регулирования скоростно-силовых режимов рабочих органов, двигателя и движителя для поддержания близких к оптимальным по критериям удельных (на единицу производительности) энергоемкости и расхода топлива, при обеспечении проходимости и заданной производительности МТА в зависимости от состояния залежи по ходу движения МТА.

#### Литература

1. Ромашко Ю.В. Технические аспекты получения качественного мелкокускового торфяного топлива./ Ромашко Ю.В., Таяновский Г.А. // Современные проблемы механики торфа в процессах добычи и переработки: сб. трудов науч.-техн. конф. / БНТУ. – Минск: УП «Технопринт», 2002. – с.114-119.
2. Таяновский Г.А., Ромашко Ю.В. Динамика МТА в составе колесного трактора и навесного фрезформирующего оборудования. Доклады МНТК «Тракторы, автомобили, МЭС: проблемы и перспективы развития» 11-14 февраля 2009 г. – 557 с., с. 341-347.
3. Таяновский Г.А., Ромашко Ю.В. Исследование динамики рабочего процесса навесного почвофрезерирующего тракторного агрегата. Journal of research and applications in agricultural engineering. Poznan, 2010, Vol. 55(1), - 127 page., p 113-116.
4. Ветров Ю.А. Резание грунтов землеройными машинами. М.: Машиностроение. – 1971.



5. Агеев Л.Е. Основы расчета оптимальных и допускаемых режимов работы машинно-тракторных агрегатов. Л.: Колос, 1978. - 296с.
6. Гуськов В.В. Оптимальные параметры сельскохозяйственных тракторов. М.: Машиностроение, 1966. -195 с.
7. Киртбая Ю.К. Элементы теории оптимальных параметров с.-х. агрегатов. Тракторы и с.-х. машины. №12, 1966, с.19-22.
8. Атаманов Ю.Е., Плищ В.Н., Поварехо А.С., Равино В.В., Таяновский Г.А. Моделирование характеристик дизельного двигателя. Учебно-методическое пособие для студентов специальностей 1-37 01 03 «Тракторостроение», 1-37 01 04 «Многоцелевые гусеничные и колесные машины», 1-37 01 05 «Городской электрический транспорт». Минск, БНТУ, 2013. –114 с.

УДК 622.232

### **ОБОСНОВАНИЕ КОНСТРУКТИВНОЙ СХЕМЫ И СИСТЕМЫ ДОПУЩЕНИЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МАНИПУЛЯТОРА ДЛЯ ЗАКРЕПЛЕНИЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ ПРИ ЕЕ ПРОХОДКЕ**

**Лукиенко Л.В., Гальченко К.В.**

*Новомосковский институт РХТУ им. Менделеева*

*В работе проведён выбор конструктивной схемы манипулятора для крепления горных выработок при проходке на основе анализа существующих конструкций крепеукладчиков. Обоснованы допущения, которые будут использованы при разработке математической модели манипулятора*

Проведение горных выработок является одной из наиболее трудоёмких операций, которые до настоящего времени недостаточно механизированы. Для выполнения одной из наиболее трудоёмких операций – крепления выработок не разработано единого конструктивного решения, позволяющего механизировать эту операцию и снизить трудозатраты обслуживающего персонала. Этот недостаток может быть устранён применением манипуляторов, работающих с проходческими комбайнами, либо в составе щитовых проходческих комплексов, для крепления выработок. Поэтому проведение научно-исследовательских работ в этом направлении является актуальным.

Для выбора наиболее перспективной схемы манипулятора для крепления горных выработок проведём анализ применяемых в настоящее время в составе щитовых комплексов крепеукладчиков. Распространение получили следующие конструктивные схемы [1]: рычажный (с подъёмной опорой вала, а также с опорой вала на подвижной тележке); кольцевой (на наружных опорах; на внутренних опорах); канатный; дуговой; кондукторный.

Основным недостатком используемых схем рычажных крепеукладчиков (рис. 1) является ограничение зоны обслуживания плоскостью, в которой установлен манипулятор.

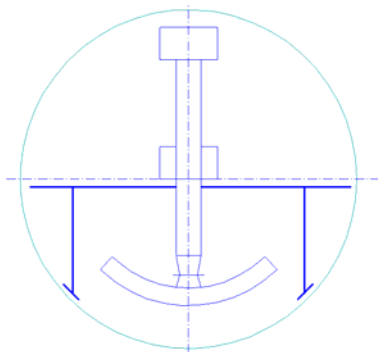


Рис. 1. Конструктивная схема рычажного крепеукладчика

Применение кольцевых крепеукладчиков сопряжено с возможностью возникновения значительных погрешностей позиционирования из-за значительной сложности конструкции крепеукладчика.

В качестве одного из основных недостатков канатного, дугового и кондукторного крепеукладчиков можно назвать сложность их конструкции, возможность возникновения погрешностей позиционирования, а также ограниченность зоны обслуживания.

От этих недостатков свободна конструкция манипулятора, представленная на рис. 2. Её практическое применение позволит значительно расширить зону обслуживания при простоте конструкции манипулятора.

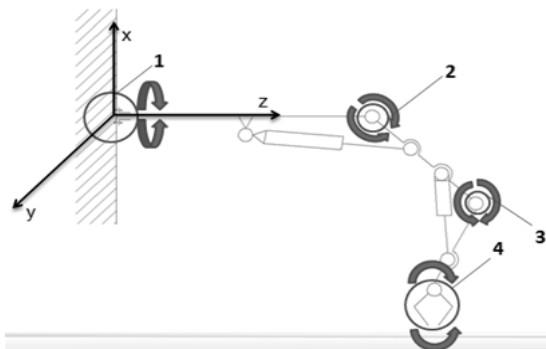


Рис. 2. Принципиальная схема манипулятора  
(1, 2, 3, 4 - шарниры, соединяющие звенья манипулятора)

В качестве привода, определяющего поворот манипулятора, может быть использован гидропривод, реализованный, например, в виде высокомоментного гидромотора, либо нескольких аксиально поршневых гидро-

моторов, на выходных звеньях которых смонтированы зубчатые колёса, взаимодействующие с цевками закреплёнными на опоре базового звена манипулятора.

Для определения факторов, действующих на манипулятор во время его работы, целесообразно выделить два различных этапа:

- период доставки объекта манипулирования (элементов обделки выработки) до заданной точки по сложной пространственной траектории. Этот период может быть охарактеризован участком возрастания ускорения, движением с постоянной скоростью и участком с замедлением скорости.

- период непосредственного закрепления объекта манипулирования (элементов обделки). Основной характеристикой работы манипулятора в этот период является усилия, затрачиваемые на удержание объекта манипулирования в заданной точке. При этом необходимо обеспечить точность позиционирования закрепляемого объекта манипулирования.

Ввиду того, что в процессе работы манипулятора при закреплении горной выработки при ее проходке, осуществляется как прямолинейное, так и вращательное движение, суммарная погрешность имеет вид [5]:

$$\Delta_{\Sigma} = \sum_{i=1}^n \Delta S + \sum_{i=1}^n \Delta \varphi \leq [\Delta],$$

где  $\Delta S$  - составляющая погрешности от степени подвижности, осуществляющая прямолинейное движение;  $\Delta \varphi$  - составляющая погрешности от степени подвижности, осуществляющих вращательное движение;  $[\Delta] = \Delta \Sigma / K\Delta$ , ( $K\Delta$ - коэффициент запаса;  $\Delta \Sigma$ - величина определяемая требованиями точности установки объекта манипулирования).

К основным динамическим погрешностям можно отнести следующие: вибрации, вызванные силами инерции при перемещении манипулятора; вибрации, вызванные силой взаимодействия манипулятора с внешней средой при захвате и отпуске объекта манипулирования; вибрации, вызванные переменными составляющими усилия привода, неустойчивостью работы привода.

Анализ проведённых исследований [1 - 5] позволил установить, что в работах [2 - 5] представлены математические модели для определения геометрических, кинематических и позиционных параметров роботов – манипуляторов. Инерционные параметры рассматриваются как сосредоточенные в точках или сечениях звена, а податливость звена представляется как упругая связь между этими массами или моментами инерции. Кроме того, разработанные модели не учитывают полностью параметров сжимаемости жидкости, податливости звеньев манипулятора и рассеяния энергии.

В работе [2] справедливо отмечено, что одной из основных задач, которые приходится решать при проектировании роботов – повышение их динамической точности. В работе [2] предпринята попытка разработать модель для исследования динамических характеристик проектируемого робота-манипулятора. Однако, двухмассовая динамическая модель, описанная в работе не отражает в полной мере распределение сил и масс в пространственных механизмах робота.

В статье [3] представлена разработанная математическая модель для описания работы манипулятора с гидроприводом, эксплуатируемого в лесной промышленности. В работе исследованы вопросы совмещения движения трёх звеньев манипулятора. Необходимо отметить, что данная модель не обладает универсальностью, так как составлена под конкретную кинематическую схему. Для учёта особенностей работы гидропривода использованы уравнения расхода рабочей жидкости, учитывающие утечки в гидросистеме. Проведённый в работе [4] анализ исследования динамики гидропривода лесных манипуляторов позволил установить, что рабочие процессы механизмов подъёма стрелы сопровождаются большими нагрузками, вызывающими значительные динамические изменения давления рабочей жидкости в переходных режимах. Захват переносимых материалов не всегда осуществляется по центру их тяжести, поэтому при остановках манипулятора в промежуточных положениях происходит раскачивание груза, которое вызывает колебательные процессы и знакопеременные напряжения в металлоконструкции, что снижает их надёжность и производительность. Отказы в работе гидропривода составляют 30 % от общего количества отказов по машинам манипуляторного типа.

Проведённый анализ конструктивных схем манипуляторов и проведённых в этом направлении исследований позволяет сформулировать ряд допущений, которые целесообразно принять при разработке математической модели манипулятора, предназначенного для крепления горных выработок: утечка из полостей силового цилиндра, перетечками между полостями силового цилиндра пренебрегаем; подводимое давление постоянное; тепловой режим работы - установившийся; волновыми процессами в трубопроводах и полостях силового цилиндра пренебрегаем; движение жидкости в соединительных трубопроводах турбулентное; нагрузка на поршень такова, что не вызывает разрыва столба рабочей жидкости в полостях силового цилиндра; силой сухого трения на поршне пренебрегаем; коэффициент упругости столба рабочей жидкости постоянный.

Представленные результаты будут использованы при проведении дальнейших исследований разработанной конструкции манипулятора для крепления горных выработок.

Литература

1. Бреннер, В.А. Шитовые проходческие комплексы [Текст]/ В.А. Бреннер, А.Б. Жабин, М.М. Щеголевский, Ал.В. Поляков, Ан.В. Поляков// М.: Изд-во «Горная книга», 2009. - 447 с.
2. Червяков, Г.Г. Основы автоматизации технологических процессов [Текст]/ Г.Г. Червяков // Международный журнал фундаментальных и прикладных исследований, 2012. - №9. - 96 с.
3. Хуако, З.А. Теоретическое описание движений звеньев гидроманипулятора без учета податливости рабочей жидкости и элементов гидропривода [Текст]/ З.А. Хуако // Научный журнал КубГАУ, 2012. - №80(06). - 5 с.
4. Сидоров, А.А. Обоснование и оптимизация параметров демпфера механизма подъема стрелы лесного манипулятора сортиментовоза [Текст] / А.А. Сидоров // Автореферат дисс. К.т.н. Воронеж, 2011. - 16 с.
5. Воробьев, Е.И. Механика промышленных роботов [Текст] / Е.И. Воробьев, А.В. Бабич, К.П. Жуков, С.А. Попов, Ю.И. Семин // М.: Изд-во «Высшая школа», 1989. - Том 3. - 382 с.

УДК 621.879:622.271.4

## **ВЛИЯНИЕ ФАКТОРОВ ЭКСПЛУАТАЦИИ КАРЬЕРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ НА ИХ ТЕХНИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ**

**Шибанов Д.А., Иванов С.Л., Звонарев И.Е.**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

*В статье рассмотрены особо значимые факторы эксплуатации карьерных экскаваторов влияющие на их техническое состояние.*

В условиях рыночной экономики основными источниками существенно повышения конкурентоспособности, рентабельности и прибыльности предприятия является внедрение новых технологий и снижение эксплуатационных затрат на производстве. Однако пополнение этих источников невозможно без учета эффективности работы оборудования при повышении его технологической надежности и в частности долговечности и ремонтпригодности.

В процессе эксплуатации карьерных экскаваторов на его техническое состояние и, как следствие, эффективность использования влияет большое количество факторов и внешних воздействий. Влияние этих факторов вызывает как положительный так и негативный эффект во-первых на ресурс деталей и узлов, во вторых на межремонтный период, следуя модной тенденции ориентированности на Запад так называемый MTBF (англ. Mean time between failures) – среднее время между аварийными поломками, часов (наработка на отказ), MTTR – (англ. Mean Time to Restoration) среднее время, необходимое для восстановления нормальной работы после возникновения отказа, часов).

Основные факторы влияющие на работу экскаватора можно разделить на 6 групп (табл. 1).

Таблица 1. Факторы влияющие на работу карьерного экскаватора

№ п/п	Наименование фактора	Состав/критерии фактора
1.	Техническое состояние экскаватора	1.1. Уровень технического обслуживания; 1.2. Соблюдение плана профилактических и ремонтных воздействий; 1.3. Качество ЗИП; 1.4. Квалификация ремонтного персонала.
2.	Качество подготовки забоя и горной массы	2.1. Проработка подошвы уступа; 2.2. Уклон рабочей площадки; 2.3. Выход негабарита
3.	Управления экскаватором	3.1. Квалификация и опыт машинистов экскаваторов; 3.2. «Совестливое» отношение машиниста; 3.3. Приемы в работе; 3.4. Стратегия (Машинист-помощник / оператор)
4.	Горногеологические и горнотехнические факторы	4.1. Физико-механические свойства горных пород; 4.2. Категория пород по трудности экскавации; 4.3. Условия и сложность залегания горных пород; и пр.
5.	Организация ведения горных работ	5.1. Ритмичность подачи транспорта; 5.2. Периодичность ведения взрывных работ; 5.3. Частота и расстояние перегонов экскаваторов; 5.4. Прочие
6.	Климатические факторы	6.1. Климат (перепады температуры окружающей среды); 6.2. Влажность воздуха; 6.3. Количество осадков; 6.4. Прочие

Конечно, все они связаны между собой и имеют большое влияние друг на друга.

С целью определения степени влияния факторов эксплуатации на техническое состояние карьерного экскаватора был проведен экспертный

анализ на одном из железорудных предприятий РФ. Были опрошены машинисты экскаваторов, руководители и специалисты (ИТР) как эксплуатирующих, так и ремонтных подразделений. При проведении экспертного анализа, было выявлено что доля влияния качества подготовки забоя и квалификация машинистов составляет порядка 70 % от общего объема. Из них линейные руководители и ИТР относят 40 % на квалификацию машинистов и 25 - на качество подготовки забоя. В тоже время результаты опроса машинистов экскаваторов распределяются как 40 % качество подготовки забоя и 28 % - квалификация машинистов.

Понятно, что на качество подготовки забоя с большой степенью влияют в свою очередь горногеологические и горнотехнические условия. Качество забоя одноковшового экскаватора регламентируется требованиями ОСТ [1] и эксплуатационной документацией на карьерный экскаватор [2]. В этом отношении контраст проявляется при анализе условий эксплуатации отечественной и импортной техники, особенно явно при эксплуатации гидравлической техники. На практике при эксплуатации отечественных карьерных экскаваторов в процессе работы машинисты «разбирают» негабариты рабочим оборудованием ЭКГ, в некоторых случаях время затраченное на данную операцию составляет порядка 80 % смены.

Практика эксплуатации импортной техники показывает следующее. Во - первых, в большинстве случаев, эксплуатирующее предприятие покупает экскаватор с пакетом технического сервиса, как минимум на период гарантии, тем самым обеспечивается авторский надзор и технический контроль условий эксплуатации. Характерным является четкое соблюдение требований эксплуатационной документации со стороны эксплуатирующего предприятия. В противном случае техника безоговорочно снимается с гарантии и не принимаются никакие рекламации в отношении продукта. Ввиду этого для импортной техники создаются все условия для ее номинальной работы.

Эксплуатация карьерного экскаватора в забое с качеством ниже регламентируемого документацией заводов изготовителей приводит к преждевременному выходу из строя узлов и агрегатов машины, то есть сокращению МТBF и в целом приводит к росту доли аварийных ремонтов. Сверхдопустимые нагрузки при разборке негабаритов приводят к поломки рабочего оборудования - это в первую очередь трещины на рукояти, стреле и седловом подшипнике. Работа экскаватора с продольно-поперечным уклоном рабочей площадки больше допустимого приводит к неравномерному износу опорно-поворотного устройства, повышенной нагрузке на центральную цапфу, образованию трещин на поворотной платформе.

Существенное влияние на техническое состояние карьерного экскаватора оказывает квалификация машинистов. От правильных и квалифицированных действий машиниста, а так же от его отношения к технике зависит как техническое состояние машины в целом, так и результативность ее работы. Зачастую машинист не понимает, что своими действиями он буквально «уничтожает» экскаватор. Примером тому служат чаще всего встречающиеся случаи: копание с поворотом на выгрузку, работа сверхдлительное время в стопорных режимах электроприводов и т.д.

Немаловажными и зачастую определяющим факторам является подход к техническому обслуживанию карьерных экскаваторов. Все чаще горнодобывающие предприятия с целью снижения затрат переходят на западную систему эксплуатации техники, то есть экскаватором управляет оператор в одно лицо. В результате замещается система «машинист экскаватора – помощник машиниста». Кроме того, имеется тенденция оптимизации рабочего времени машиниста экскаватора. Например: вывод работ по ежесменному техническому обслуживанию на аутсорсинг (во время обеда машиниста проводится ЕТО). Из этого возникает проблема отсутствия мотивации и полной потери заинтересованности со стороны машиниста в поддержании работоспособного технического состояния экскаватора. Основной персонал постоянно находится рядом с оборудованием, поэтому именно они первыми определяют отклонения от правильной работы и играют значительную роль в его первичном обслуживании, диагностике и предупреждении неисправностей. В результате удастся повысить эффективность использования оборудования, существенно снизить затраты на его обслуживание и ремонт, уменьшить аварийность и травматизм на производстве.

Все вышесказанное дает возможность сделать следующий вывод: влияние различных факторов эксплуатации на техническое состояние карьерного экскаватора могут быть сnivelированы правильной эксплуатацией карьерной техники, согласно руководству по эксплуатации, так называемой «совестливой» эксплуатацией.

#### Литература

1. ОСТ 24.072.11-87 Завои одноковшовых экскаваторов. Показатели качества.
2. Экскаватор карьерный гусеничный ЭКГ-18Р. Руководство по эксплуатации. 3550.00.00.000 РЭ, ИЗ-КАРТЭКС, г. Колпино, 2010 г.



**Давыдов Л.Р., Кислов Н.В.**

*Белорусский национальный технический университет, Минск, Беларусь*

*Рассмотрено влияние конструктивных особенностей пневмоуборочных машин на эффективность уборки фрезерного торфа*

В настоящее время интерес к пневматической уборке фрезерного торфа из расстила возрастает. Это связано с необходимостью интенсификации добычи торфа, постоянно возрастающими требованиями к качеству продукции и охраной окружающей среды. Целесообразно при этом обеспечить широкое использование в торфяной отрасли воздушного потока для перемещения фрезерного торфа и возврат к применению пневмоуборочной техники при добыче фрезерного торфа. Наиболее приемлемыми в этом случае являются прицепные к энергонасыщенным тракторам пневмоуборочные машины [1].

Процесс пневматической уборки фрезерного торфа во многом определяется состоянием расстила. Важно, чтобы перед началом уборки на расстил не оказывалось механического воздействия и он оставался взрыхленным. Поэтому у самоходных пневмоуборочных машин (например, серия БПФ) принято переднее расположение рабочих органов - сопл, а у прицепных (серия ППФ) – их боковое расположение. В последнем случае из-за бокового расположения сопл усложняется схема работы машины. Расположение сопл в прицепном варианте впереди трактора значительно усложняет воздухопроводную сеть и управление машиной, увеличивает сопротивление пневматической системы.

При разработке прицепного пневматического комбайна принята схема расположения сопл между трактором и машиной, что позволило с одной стороны не усложнять воздухопроводную сеть, но с другой привело к тому, что двумя соплами из шести уборка торфа ведется из уплотненного примятого гусеницами трактора расстила.

Поэтому важно знать, как это обстоятельство сказывается на эффективности работы комбайна, в частности – на величине сборов торфа. Заметим, что при работе машины ППФ на каждой карте один рабочий проход совершается по примятому расстилу.

Исследования проводились в полевых условиях на верховой залежи со степенью разложения  $R = 20\%$ . Во время проведения экспериментов комбайн работал без фрезерного барабана на поступательной скорости  $v_n = 7,37$  км/ч.

Для определения потерь торфа от приминания гусеницами тягача на карте закладывались три контрольных площадки по ширине захвата комбайна. Каждая такая площадка делилась условно на 3 части (полосы): пер-

вая против сопла № 1, вторая – против сопел № 3 и № 4, третья – против сопла 6. Сопла № 3 и № 4 были расположены позади гусениц трактора.

Определялось количество торфа на каждой из полос до уборки и остатка торфа после уборки. По сравнительной величине остатков торфа на второй полосе (где торф приминается гусеницами трактора) и на первой и третьей полосах (где приминания нет) можно судить о влиянии приминания расстила фрезерной крошки гусеницами трактора на величину сборов.

Сбор торфа на каждой из полос

$$q = \frac{q_1 - q_2}{q_1} 100 \%, \quad (1)$$

где  $q_1$  – количество торфа в расстиле перед уборкой, кг;

$q_2$  – количество торфа в расстиле после уборки, кг.

Необходимым условием, обеспечивающим чистоту проведения опытов по выбранной методике, было обеспечение одинакового аэродинамического режима во всех соплах. Можно считать, что это условие выполнялось, так как неравномерность скоростей воздуха во входных каналах сопел не превышала  $\pm 5$  %. Всего было проведено 66 опытов.

Расчет параметров эмпирического распределения, а также сравнение эмпирических и теоретических функций распределения по критерию согласия Пирсона  $\chi^2$ , показали, что распределение сборов торфа подчиняется нормальному закону как при уборке из нетронутого расстила ( $\chi^2 = 12,23$ ;  $P(\chi^2) = 0,094$ ), так и при уборке из примятого расстила ( $\chi^2 = 5,54$ ;  $P(\chi^2) = 0,7$ ).

Средняя величина сбора торфа при уборке из нетронутого расстила составила  $\bar{q} = 80,9$  % и при уборке из примятого расстила  $\bar{q} = 58,9$  %, то есть потери торфа увеличились более чем в два раза.

В пересчете на ширину захвата комбайна 6,4 м дополнительные потери составят около 7,5 %. Эта величина получена для средних эксплуатационных условий.

Можно предположить, что на верховой залежи малой степени разложения вследствие значительной просадки гусениц тягача потери возрастут, а на низинной залежи высокой степени разложения – уменьшается.

Таблица иллюстрирует влияние потерь торфа от приминания расстила на величину сборов. Так, при расчетной поступательной скорости комбайна  $v_n = 7,37$  км/ч фактический сбор оказался меньше планового циклового сбора. При  $v_n = 6,35$  км/ч плановый сбор выполнялся, что объясняется, очевидно, сокращением потерь торфа при меньшей поступательной скорости. Увлажнения убираемой продукции при уборке из примятого расстила не происходило. Влажность убранных торфа практически всегда

была меньше влажности торфа в расстиле перед уборкой, что является обычным при использовании пневматики.

Таблица – Технологические показатели

Поступательная скорость, $v_n$ , км/ч	Характеристика торфа в расстиле		Характеристика убранных торфа			Примечание
	Влага торфа $w$ , %	Сбор торфа $q_c$ , т/га	$w$ , %	$q_c$ , т/га		
				при $w_{нат}$	при $w_{всл}$	
7,37	39,7	25,2	39,3	9,0	9,1	Степень разложения торфа $R = 20\%$ , Пнистость $П = 1,6\%$ , Плановый сбор 9,8 т/га
	39,7	25,2	35,8	9,3	10,0	
	37,8	19,95	36,4	9,2	9,8	
	38,1	32,3	37,6	8,6	8,9	
	39,7	25,2	38,1	9,6	9,9	
			ср.	9,1	9,5	
7,37	40,0	21,8	39,7	6,3	6,35	$R = 5-10\%$ , $П < 1\%$ , Плановый сбор 6,7 т/га
	40,0	21,8	38,3	6,3	6,5	
6,35	42,4	25,8	39,0	9,7	9,9	$R = 20\%$ , $П = 1,6\%$ , Плановый сбор 9,8 т/га
	38,7	25,0	37,1	10,1	10,6	
	47,5	24,1	47,1	11,8	10,4	
	46,8	24,1	46,9	10,1	9,0	
	42,4	31,4	41,7	10,8	10,5	
			ср.	10,5	10,2	
6,35	42,5	31,8	39,1	10,3	10,4	$R = 5-10\%$ , $П < 1\%$ , Плановый сбор 6,7 т/га
	47,5	31,8	40,9	9,0	8,9	
			ср.	9,7	9,7	

Следует отметить, что относительная величина потерь торфа зависит от ширины захвата уборочной машины и определяется следующей зависимостью

$$\Delta\beta = \frac{l(\beta_2 - \beta_1)}{L} 100\%, \quad (2)$$

где  $l$  – ширина примытой полосы, м;

$L$  – ширина захвата машины, м;

$\beta_1$  – потери торфа при уборке из нетронутого расстила;

$\beta_2$  – потери торфа при уборке из примятого расстила.

Так, например, при ширине захвата 4,8 и 9,6 м в тех же условиях дополнительные потери торфа составят соответственно около 10 и 5 %.

Таким образом, с целью уменьшения потерь торфа надо стремиться к увеличению ширины захвата машины.

Литература

1. Справочник по торфу. – М.: Недра, 1982. – 760 с.

УДК 629.331

## **ИССЛЕДОВАНИЕ НЕКОТОРЫХ ВОПРОСОВ СТАТИЧЕСКОЙ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ МАШИН НА ШАГАЮЩЕМ ДВИЖИТЕЛЕ**

<sup>1</sup>Казаченко Г.В., <sup>1</sup>Басалай Г.А., <sup>1</sup>Ефимович В.А., <sup>2</sup>Неверовская Я.Б.

<sup>1</sup>Белорусский национальный технический университет,

<sup>2</sup>ОАО «Белгорхимпром», г.Минск, Республика Беларусь

*Отражены особенности горных машин на шагающих движителях и представлены их модели в неподвижном относительно поверхности состоянии. Показано, как распределяется давление под опорной базой при соблюдении закона Гука для её материала.*

В настоящее время для добычи полезных ископаемых открытым способом и складирования отходов на предприятиях горноперерабатывающей промышленности [1, 2] широко используются полноповоротные одноковшовые экскаваторы и отвалообразователи на шагающих движителях. Эти машины представляют собой сложные и массивные электромеханические системы, проектирование и расчет которых в большинстве случаев базируется на исследовании и решении уравнений их движения. Уравнения движения в зависимости от задач исследований и расчетов могут быть составлены различными способами и в различных формах [1]. Это в полной мере относится не только к самим машинам, но и к различным их частям. В настоящей работе рассматривается и исследуется равновесие базы машины.

При составлении уравнений движения и равновесия рассматриваем подобные машины (рис. 1, 2) как динамические системы, состоящие из следующих частей:

- база (абсолютно жесткое тело);
- поворотная платформа (абсолютно жесткое тело);
- механизмы, установленные на поворотной платформе;
- стрела;

- канаты, ванты (элементы, связывающие между собой основные части).

За основную часть системы выберем базу, а движение остальных частей рассматриваем относительно нее. Таким образом, сначала необходимо рассмотреть движение базы.

Опорная база отвалообразователя воспринимает все нагрузки, действующие на машину, и передает их на опорную поверхность. При стационарном режиме работы конвейера эти нагрузки включают силы тяжести, ветровую нагрузку, а также нагрузки, возникающие вследствие разрушения и перемещения горной массы, находящейся на конвейере или в ковше. Под действием их, как показывает опыт, база совершает малые движения относительно начального положения.

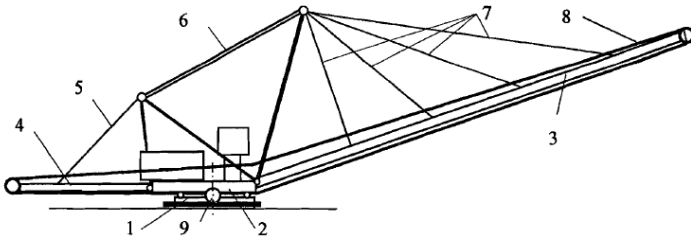


Рис. 1. Схема отвалообразователя

- 1 - база; 2 — поворотная платформа; 3 - отвальная консоль; 4 — приемная консоль;  
5 - подвес приемной консоли; 6 - подвес стрелы (отвальной консоли);  
7 - ванты стрелы; 8 - конвейер; 9 - механизм шагания

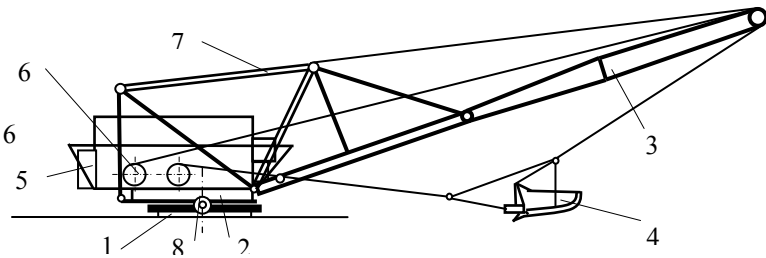


Рис. 2. Схема одноковшового экскаватора

- 1 - база; 2 — поворотная платформа; 3 - стрела; 4 - ковш (драглайн);  
5 - противовес; 6 - тяговые лебедки; 7 - подвес стрелы; 8 - механизм шагания

Для получения достаточно простых уравнений и, в отдельных случаях, аналитических решений примем ряд допущений, которые не противоречат условиям задач, решаемых в работе:

- база находится на малодеформируемой поверхности;
- трение между базой и опорной поверхностью изотропно, а коэффициент трения - величина постоянная;
- упругие силы, действующие на базу со стороны опорной поверхности, линейно зависят от деформации последней;
- внешние нагрузки считаем заданными.

Конфигурация базы определяется тремя координатами центра масс и тремя углами Эйлера, определяющими ее сферические движения. Для определения углов Эйлера введем следующие системы координат  $Ox^*y^*z^*$ , центр которой перемещается вместе с центром масс базы, а оси остаются параллельными осям неподвижной системы координат  $OXYZ$ , подвижный триэдр  $Oxyz$ , который поворачивается относительно  $Ox^*y^*z^*$ . Оси триэдра  $Oxyz$  расположим следующим образом:  $Ox$  – перпендикулярно продольной оси поворотного строения;  $Oy$  - вдоль по ходу машины, параллельно опорной плоскости;  $Oz$  - перпендикулярно плоскости  $Oxyz$  вверх. Углы  $\psi, \theta, \varphi$  введем подобно углам, взятым академиком А.Н.Крыловым [3] для определения ориентации корабля в пространстве, и позволившим получить достаточно простые уравнения качки корабля. Определение этих углов произведем по способу, изложенному проф. А.И.Лурье. Для этого назовем (рис. 3) основные оси  $Oz^*$  и  $Ox$ , основные плоскости  $X^*OY^*$  и  $zOY$  и построим два вспомогательных триэдра: полунеподвижный  $k, n, l$ , и полуподвижный  $k', n', l'$ . Тогда искомые углы  $\psi, \theta, \varphi$  определяются так, как это показано на рис.2. Эти углы называются соответственно углами рысканья, поперечного и продольного крена. Таблицу косинусов между осями  $Ox^*y^*z^*$  и подвижными осями  $Oxyz$  определим произведением трех матриц, осуществляющих последовательно повороты вокруг оси  $Oz^*$  на угол  $\psi$ , вокруг линии узлов  $on$  на угол  $\theta$ , вокруг оси  $Ox$  на угол  $\varphi$ . Эти матрицы, которые обозначим соответственно  $a_\psi, a_\theta, a_\varphi$ , имеют вид

$$a_\psi = \begin{matrix} X^* & Y^* & Z^* \\ \left\| \begin{array}{ccc|c} \cos \psi & \sin \psi & 0 & k \\ -\sin \psi & \cos \psi & 0 & n \\ 0 & 0 & 1 & l \end{array} \right\| & \begin{matrix} k \\ n \\ l \end{matrix} \end{matrix} \quad (1)$$

$$a_{\theta} = \begin{vmatrix} \cos \theta & 0 & -\sin \theta \\ 0 & 1 & 0 \\ \sin \theta & 0 & \cos \theta \end{vmatrix} \begin{vmatrix} i_1' \\ n \\ n' \end{vmatrix} \quad (2)$$

$$a_{\varphi} = \begin{vmatrix} i_1' & n & n' \\ 1 & 0 & 0 \\ 0 & \cos \varphi & \sin \varphi \\ 0 & -\sin \varphi & \cos \varphi \end{vmatrix} \begin{vmatrix} i_1' \\ i_2' \\ i_3' \end{vmatrix} \quad (3)$$

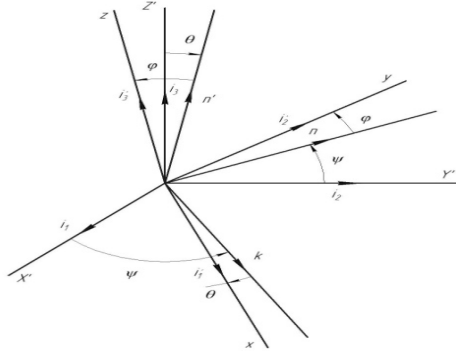


Рис. 3. Ориентация подвижных осей

Произведя умножение, находим матрицу направляющих косинусов между подвижными и неподвижными осями

$$A = \begin{vmatrix} X & Y & Z \\ \cos \theta \cos \psi & \cos \theta \sin \psi & -\sin \theta \\ \cos \psi \sin \varphi \sin \theta - \cos \varphi \sin \psi & \sin \psi \sin \varphi \sin \theta + \cos \varphi \cos \psi & \sin \varphi \cos \theta \\ \cos \varphi \sin \theta \cos \psi + \sin \varphi \sin \psi & \cos \varphi \sin \theta \sin \psi - \sin \varphi \cos \psi & \cos \varphi \cos \theta \end{vmatrix} \begin{vmatrix} x \\ y \\ z \end{vmatrix} \quad (4)$$

Так как по условию база совершает поворот на деформируемой поверхности, то углы  $\psi, \theta, \varphi$  малы.

Для малых углов  $\psi, \theta, \varphi$  справедливы приближенные равенства  $\sin \psi \approx \psi$ ,  $\sin \varphi \approx \varphi$ ,  $\sin \theta \approx \theta$  и  $\cos \varphi \approx \cos \theta \approx \cos \psi \approx 1$ . Учитывая эти соотношения и пренебрегая членами, содержащими произведения малых величин, получаем приближенную таблицу направляющих косинусов

$$\begin{matrix} X & Y & Z \end{matrix}$$

$$\alpha = \begin{vmatrix} 1 & \psi & -\theta \\ -\psi & 1 & \varphi \\ \theta & -\varphi & 1 \end{vmatrix} \begin{vmatrix} x \\ y \\ z \end{vmatrix} \quad (5)$$

Декартовы координаты любой точки базы теперь определяются по известным формулам

$$\begin{aligned} X &= X_0 + x - y \cdot \psi + z \cdot \theta; \\ Y &= Y_0 + x \cdot \psi + y - z \cdot \varphi; \\ Z &= Z_0 - \theta x + \varphi y + z. \end{aligned} \quad (6)$$

где  $x, y, z$  - координаты этой точки в подвижной системе осей.

Рассмотрим сначала равновесное положение машины. В этом положении некоторые машины, например отвалообразователь, работают большую часть рабочего времени. Если к тому же машина не поворачивается вокруг оси  $Oz$ , т.е.  $\psi = 0$ , то база находится в равновесии под действием вертикальной нагрузки со стороны поворотной платформы и реакций опорной поверхности. Условия ее равновесия в этом случае можно записать в виде

$$\begin{aligned} \iint_F p dF &= P_z; \\ \iint_F p \cdot \sqrt{x^2 + y^2} dF &= P_z \cdot r_d, \end{aligned} \quad (7)$$

где  $p$  - давление под опорной базой;

$P_z$  - нормальная к опорной поверхности нагрузка, передаваемая со стороны базы;

$F$  - опорная площадь базы;

$R_d$  - радиус центра давления.

Рассматриваем базу как круглый стержень, находящийся под действием сжимающей силы, смещенной относительно её оси. Тогда давление на опорную поверхность при соблюдении закона Гука

$$p = \frac{P_z}{F} \pm \frac{M_x}{W_x} \pm \frac{M_y}{W_y}, \quad (8)$$

где  $M_x$  и  $M_y$  - моменты внешних нагрузок относительно соответствующих осей  $Ox$  и  $Oy$ ;

$W_x$  и  $W_y$  - моменты сопротивления опорной площади относительно тех же осей.

Как известно [4], одним из критериев статической устойчивости машин в таких случаях можно считать положение центра давления отно-



сительно ядра сечения опорной площади. Для круглой опорной площади ядро сечения [5] - круг радиусом

$$r_n = D/8, \quad (9)$$

где  $D$  – наружный диаметр базы.

Таким образом, центр давления машины должен располагаться в круге, радиус которого составляет четверть радиуса базы.

Представляет интерес с целью увеличения размеров ядра сечения рассмотреть другие конструктивные формы опорной базы, прежде всего, кольцевую форму, вследствие очевидного требования полной симметрии. Определим размеры ядра сечения в этом случае.

Моменты внешних нагрузок можно определить через координаты центра давления

$$M_{x_n} = F_z \cdot x_{z_n}, \quad M_{y_n} = F_z \cdot y_{z_n}, \quad (10)$$

где  $x_{z_n}$  и  $y_{z_n}$  - координаты центра давления опорной площади.

Причем радиус положения центра давления

$$r_n = \sqrt{x_{z_n}^2 + y_{z_n}^2}. \quad (11)$$

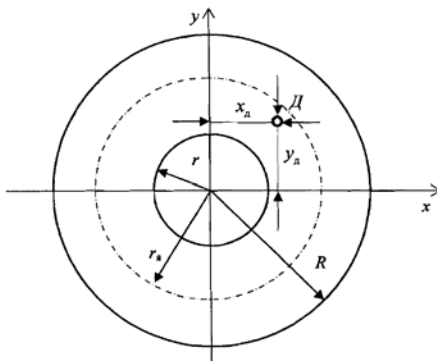


Рис. 4. Ядро сечения кольцевой базы

а давление в этом случае распределено по закону

$$p = F_z \left( \frac{1}{A} \pm \frac{F_{z_n}}{W_{x_n}} \pm \frac{F_{y_n}}{W_{y_n}} \right), \quad (12)$$

Для того, чтобы полностью использовать опорную поверхность базы, необходимо выполнение условия

$$P_{\text{min}} \geq 0. \quad (13)$$

В предельном положении центра давления, обеспечивающем выполнение этого условия, имеем, приравняв нулю левую часть (12)

$$0 = \frac{1}{F} - \frac{y_{d \max}}{W_x} - \frac{x_{d \max}}{W_y}, \quad (14)$$

где  $x_{d \max}$  и  $y_{d \max}$  - координаты границы ядра сечения.

Если центр давления смещается вдоль оси  $Oy$ , что не нарушает общности результата, то имеем уравнение для определения радиуса ядра сечения

$$\frac{1}{F} = \frac{y_d}{W_y}, \quad (15)$$

или

$$y_d = \frac{W_y}{F}. \quad (16)$$

Для кольцевой базы:

$$\begin{aligned} W_y &= \frac{\pi}{4R} (R^4 - r^4); \\ F &= \pi (R^2 - r^2), \end{aligned} \quad (17)$$

где  $R$  и  $r$  - соответственно наружный и внутренний радиусы кольца. Подставив это выражение в (16) получим:

$$y_d = \frac{R^2 + r^2}{4R} = \frac{R}{4} (1 + C^2), \quad (18)$$

где  $C=r/R$ .

Таким образом, использование опорной базы в форме кольца увеличивает радиус ядра сечения, а значит повышает устойчивость машины.

При этом необходимо обеспечить значение среднего давления на опорную поверхность не большее, чем дает база в форме круга. Это требование при равной массе отвалобразователей выражается соотношением:

$$R = \frac{R_{\text{кр}}}{1 - C^2}, \quad (19)$$

где  $R_{\text{кр}}$  - радиус круговой базы.

Для выбора радиусов кольцевой базы необходимо использовать в качестве необходимых условий соотношения (18) и (19). Эти условия не являются единственными. Так, например, можно потребовать равной материалоемкости и прочности обеих баз.

Рассмотренные в работе вопросы позволяют разрабатывать достаточно подробные модели машин на шагающих движителях, модернизировать конструкции их опорных баз. В частности, исследование статической устойчивости показывает, что база кольцевой формы превосходит традиционную базу в форме круга.

Литература:

1. Волков Д.П. Динамика и прочность многоковшовых экскаваторов и отвалообразователей / Д.П. Волков, В.А. Черкасов. - М.: Машиностроение, 1969. - 408 с.
2. Падерни Р.Ю. Горные машины / Р.Ю. Падерни. - М.: Недра, 1980. - 390 с.
3. Казаченко Г.В. Определение пространственной ориентации горных машин / Г.В. Казаченко // Горная механика. - 2007. - № 4. - С. 85-89.
4. Опейко Ф.А. Торфяные машины // Ф.А. Опейко. - Минск: Вышэйшая школа, 1968. - 408 с.
5. Рудицын М.Н. Справочное пособие по сопротивлению материалов / М.Н. Рудицын, П.Я. Артемов, М.И. Любошиц. - Минск: Вышэйшая школа, 1970. - 638 с.

УДК 629.331

### **ОЦЕНКА ЭНЕРГОЕМКОСТИ РЕЗАНИЯ ГОРНОЙ ПОРОДЫ С ПОМОЩЬЮ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЙ УСТАНОВКИ ТИПА ДИНАМОМЕТРИЧЕСКОГО СВЕРЛА**

**Басалай Г.А., Лютко Г.И., Казаченко Г.В.**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Беларусь*

*Приведено описание экспериментальной установки типа динамометрического сверла для оценки энергоемкости резания горных пород. Измерительная система позволяет измерить четыре величины, характеризующие процесс разрушения массива породы сверлением: крутящий момент, силу подачи сверла на забой, угловую скорость вращения сверла и скорость его подачи, с регистрацией этих величин в памяти ПЭВМ и обработкой в программной среде Powergraph.*

Удельные затраты мощности при разрушении массива горной породы являются одним из основных показателей качества исполнительных органов добывающих машин горного производства. На снижение величины этого показателя направлены усилия всех производителей горнодобывающего оборудования. Эта задача решается различными путями, начиная со способов разрушения массива породы и заканчивая выбором их оптимальных параметров с точки зрения энергоемкости. При механическом разрушении массива энергоемкость зависит от большого числа факторов, в перечень которых входят группа прочностных показателей породы, свойства и геометрия элементов инструмента разрушения, характер их взаимодействия с породой и т. п. Основными способами механического разрушения являются резание и удар, а также их комбинации. При резании породы резцами, как показывает практический опыт и результаты многочислен-

ных исследований для большинства горных пород, на величину сил взаимодействия между резцами и породой наибольшее влияние помимо прочностных свойств породы оказывают размеры кусков, образующихся при этом горной массы. Эти размеры можно оценить различными способами [1 - 3], например, средней толщиной снимаемой резцами слоя породы (глубина резания (толщина стружки)). Этот параметр является удобным как для расчетов (в большинстве случаев легко рассчитывается), так и для проведения экспериментов (можно достаточно просто задать и измерить в процессе эксперимента). В связи с изложенным и техническими возможностями нами спроектирована и изготовлена экспериментальная установка (рис. 1) для исследования кинематических и силовых параметров процесса разрушения горных пород методом резания.



Рис. 1. Общий вид экспериментальной установки

Установка создана на базе сверлильного станка и включает сам станок, позволяющий создавать несколько режимов движения режущего инструмента за счет изменения его скоростей подачи и вращения, специальное сверло для бурения шпуров в массиве калийных руд, и измерительную систему. Датчики частоты вращения и подачи сверла смонтированы на корпусе и шпинделе станка. Для фрезерования породы сверло оснащено стандартной двухперой коронкой, используемой в буровых станках для сверления шпуров в пластах калийной соли. На стол станка устанавливаются слесарные тиски, датчик УДМ с закрепленной на нем площадкой для позиционирования образца горной породы.

В качестве испытуемых образцов используются монолитные кубики размером 100-120 мм, вырезанные из блоков горной породы, доставленных из рудников в лабораторию института горного дела (г. Солигорск) для проведения испытаний на прочность.

Измерительная система позволяет измерить четыре величины, характеризующие процесс разрушения массива породы сверлением: крутящий момент, силу подачи сверла на забой, угловую скорость вращения сверла и скорость его подачи, с регистрацией этих величин в памяти ПЭВМ и обработкой в программной среде *Powergraph*. Схема измерительной системы приведена на рис. 2.

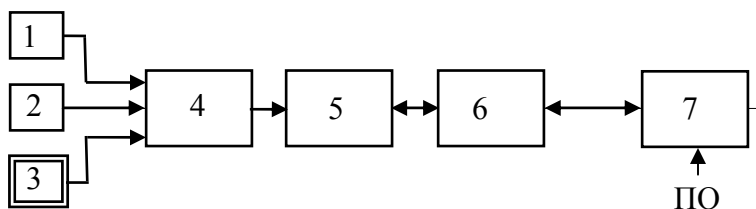


Рис. 2. Принципиальная схема измерительной системы:  
 1 – датчик угловой скорости (индуктивный); 2 – датчик перемещения (потенциометрический); 3 – УДМ; 4 – блок коммутации; 5 – тензоусилитель;  
 6 – адаптер USB; 7 – персональный компьютер;  
 ПО – программное обеспечение *Powergraph*.

Предварительная серия экспериментов подтвердила надежность работы установки, позволила определить характер и уровни нагрузочных режимов при сверлении горной породы, включающей различные пропласты по содержимым минералам. Результаты экспериментов в реальном режиме времени отображаются на мониторе компьютера в следующем виде (рис.3).

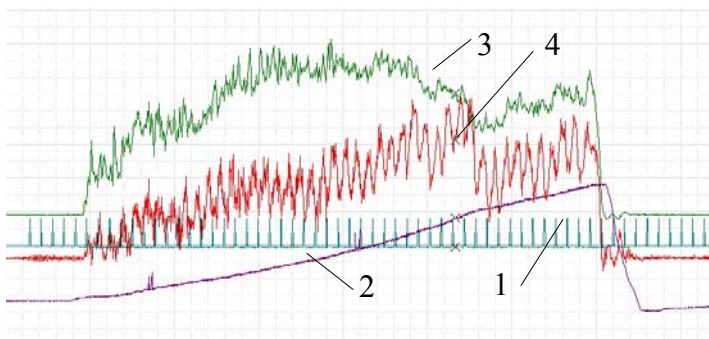


Рис. 3 Фрагмент отображения на ПЭВМ показаний частоты вращения 1 и подачи 2 сверла, а также осевой силы 3 и крутящего момента 4

Методика обработки данных экспериментов направлена на энергетическую оценку процесса резания массива породы сверлом и включает измерение некоторых непосредственных характеристик и обработку этих величин для расчета энергетических показателей. В первую очередь можно определить полную мощность на работу установки

$$N = M \cdot \omega + P_n \cdot v_n, \quad (1)$$

где  $M$  – крутящий момент на сверле;

$P_n$  – усилие подачи;

$\omega$  – угловая скорость сверла;

$v_n$  – скорость подачи сверла на забой.

Объемная производительность определяется по геометрическим параметрам выработки (Рис.4) и величине скорости подачи

$$Q = \frac{\pi}{4} (D^2 - d^2) \cdot v_n, \quad (2)$$

где  $D$  и  $d$  – диаметры основной и пилотной выработок.

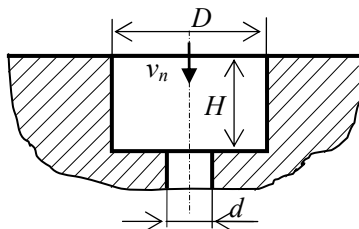


Рис. 4. К определению производительности

Тогда удельные затраты мощности на резание

$$e = \frac{N_p}{Q} = \frac{M \cdot \omega}{\pi(R_2^2 - R_1^2) \cdot v_n}, \quad (3)$$

где  $N_p$  – мощность для резания породы.

С другой стороны, удельные затраты мощности на резание можно определить расчетным путем по формуле

$$e_p = C_1 \cdot h^{C_2}, \quad (4)$$

где  $C_1$  и  $C_2$  – коэффициенты, характеризующие прочностные свойства породы ( $C_1$ ) и степень влияния толщины снимаемой инструментом стружки ( $C_2$ ) на удельные затраты мощности;

$h$  – толщина стружки, снимаемой режущими элементами инструмента при проведении эксперимента.

Величина  $h$  определяется расчетом

$$h = v_n \frac{2\pi}{\omega \cdot z}, \quad (5)$$

где  $z$  – число режущих кромок на поверхности резания (число заходов сверла).

Экспериментальные данные, полученные при двух режимах сверления, позволяют найти значения коэффициентов  $C_1$  и  $C_2$ . Для этого проводится серия экспериментов по определению  $e_p$  при различных значениях толщины стружки (достаточно двух надежных экспериментов) и находятся пары значений толщины стружки и удельных затрат мощности. После этого составляется система уравнений

$$\begin{cases} e_{p1} = C_1 \cdot h_1^{C_2} \\ e_{p2} = C_2 \cdot h_2^{C_2} \end{cases}, \quad (6)$$

которая разрешается относительно коэффициентов  $C_1$  и  $C_2$ .

Для удобства решения системы следует преобразовать её путем логарифмирования, т. е. записать

$$\begin{cases} \ln e_{p1} = \ln C_1 + C_2 \cdot \ln h_1 \\ \ln e_{p2} = \ln C_1 + C_2 \cdot \ln h_2 \end{cases}, \quad (7)$$

и решить полученную линейную систему относительно показателя степени  $C_2$  и  $\ln C_1$ .

Определив коэффициенты  $C_1$  и  $C_2$  можно оценивать потребные затраты мощности на резание породы и подачу инструмента на забой.

Помимо нахождения коэффициентов  $C_1$  и  $C_2$ , характеризующих влияние толщины снимаемой стружки (глубины резания) на энергоёмкость процесса разрушения и экспериментального определения нагрузок на режущий инструмент установка позволяет находить и другие параметры процесса разрушения, например, зависимости между силами резания и силами подачи.

#### Литература

1. Солод, В.И. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов / Солод, В.И., Гетопанов В.Н., Рачек В.М. - М.: Недра, 1982. -354 с.
2. Опейко, А.Ф. Тофяные машины / Ф.А. Опейко. - Минск: Вышэйшая школа, 1968. -408 с.
3. Казаченко, Г.В. Оценка распределения расчётных значений толщин стружки при измельчении руды проходческими и очистными комбайнами. / Г.В. Казаченко, Н.В. Кислов, Г.А. Басалай, П.В. Цыбуленко // Горная механика и машиностроение. - 2013. №1. -С. 46-55.

УДК 622.063.23

### **ШУМОВЫЕ И ВИБРАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ПНЕВМОПЕРФОРАТОРА С УДАРНОЙ СИСТЕМОЙ «ПОРШЕНЬ-БОЕК-ИНСТРУМЕНТ»**

<sup>1</sup> Пивнев В.А., <sup>2</sup> Юнгмейстер Д.А., <sup>2</sup> Лавренко С.А., <sup>2</sup> Исаев А.И.

<sup>1</sup> ОАО «Апатит», г. Кировск,

<sup>2</sup> Национальный минерально-сырьевой университет "Горный"

*В статье дано описание методики проведения испытаний модернизированного перфоратора. Проведен анализ результатов измерения шума и вибрации, полученных при бурении и даны рекомендации по работе с перфоратором.*

Конструкция и рудничные испытания модернизированного перфоратора ПП-54 с ударной системой «поршень-боек-инструмент» достаточно полно изложены в трудах 3-ей Международной Конференции по проблемам рационального природопользования, проходившей в г. Тула (2012 г.) [1], а также работах [2]. В указанной конструкции перфоратора после первого удара поршня по бойку, боек между сближающимися поршнем и штангой совершает убыстряющиеся высокочастотные колебания, при этом зафиксировано увеличение скорости бурения в сравнении со стандартным перфоратором не менее, чем на 25 %.

В данной статье приводятся результаты шумовых и вибрационных замеров работы модернизированного перфоратора ПП-54С2.



Модернизированный перфоратор ПП54С2 в ходе замеров показал улучшение многих параметров и показателей по сравнению со стандартным.

Кроме роста скорости бурения и энергии удара модернизированный перфоратор показал лучшие шумовые и вибрационные характеристики.

**Исследования вибрации модернизированного ПП-54С2.** Методика проведения исследований включает в себя исследование уровня шума стандартным шумомером и проведение замеров уровня вибрации комплектом ВАСТ [3].

При сравнении замеров шума (рис. 1) при работе перфоратора видно, что у модернизированного перфоратора уровень шума на 2 дВ ниже.

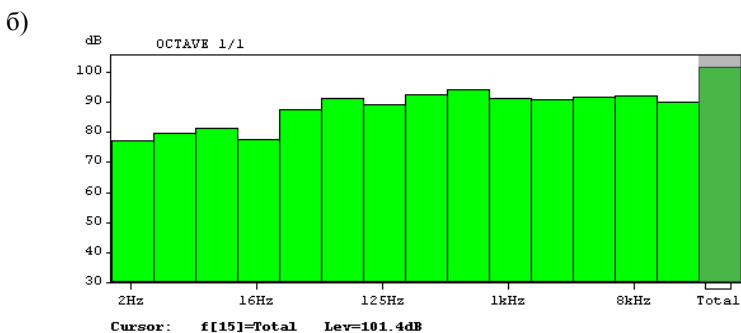
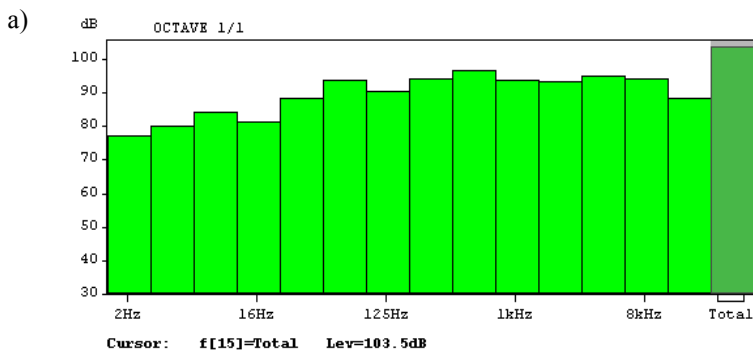


Рис. 1. Результаты замера шума перфораторов:  
а – измерение шума перфоратора ПП-54 стандартный;  
б – измерение шума перфоратора ПП-54 модернизированный

При сравнении замеров вибрации корпуса стандартного перфоратора (замеры №6, рис. 2 а, 2 б) и модернизированного перфоратора с ударной системой «поршень-боек-штанга» (замеры №7, рис. 2 в, 2 г) видны различия в спектрах:

1. Максимальная амплитуда (мм):

Замеры №6 – 0.75 (рис. 2 а);

Замеры №7 - 0.28 (рис. 2 в).

Таблица 1 – Технические характеристики перфораторов

Параметры перфоратора	Стандартный перфоратор	Стандартный перфоратор иностранной фирмы	Модернизированный перфоратор со двойной ударной системой
Тип	ПП-54 (ОАО «Пневматика», РФ)	BBD 44L («Atlas Copco», Швеция)	ПП-54С2 со двойной ударной системой (РФ)
Энергия удара, Дж	54	57*(для f=10)	Не менее 64
Частота ударов поршня, с1	38	42	38
Диаметр шпура, мм	46	46/33**	46
Средняя скорость бурения апатито-нефелиновых руд по экспериментальным данным, мм/мин	250...300	—	400...600
Средняя скорость бурения по расчетным данным, мм/мин	—	405* (для f=10)	—
Масса, кг	32	23,5	33

2. Максимальный уровень скорости вибрации (мм/с):

Замеры №6 на интервале 0-28 Гц – 35 мм/с, на рабочей частоте поршня (около 30 Гц) – 48 мм/с (рис.2 б);

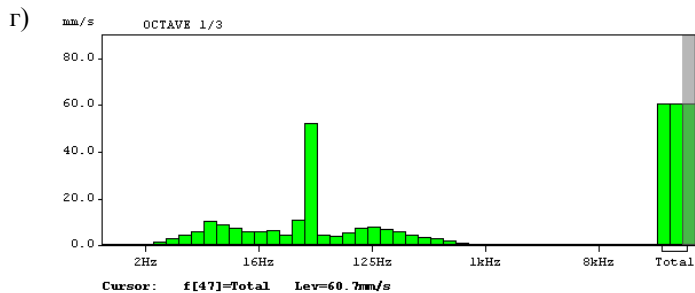
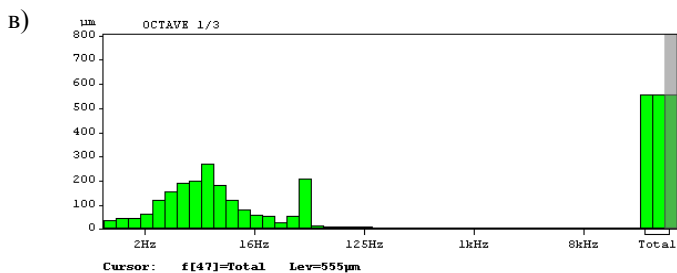
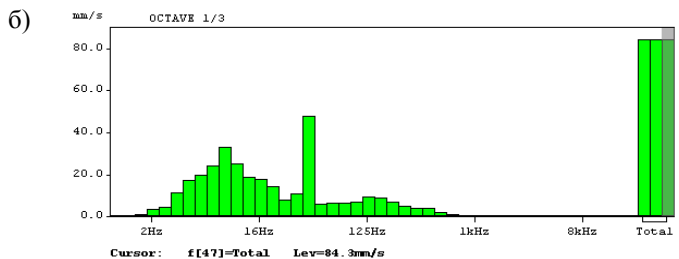
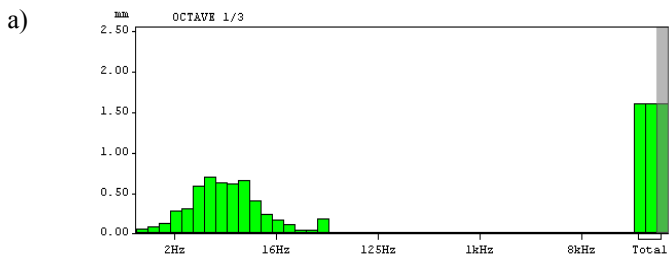


Рис. 2. Результаты замеров уровня вибрации специалистами Санитарно-гигиенической лабораторией: (смещение и виброскорость).

Замеры №7 на интервале 0-28 Гц – 10 мм/с, на рабочей частоте поршня (около 30 Гц) – 55 мм/с (рис.2 г).

Как показали результаты замеров вибрации (рис. 2), разница в вибрации (смещение, мм) и в скорости вибрации (мм/с) для модернизированного перфоратора и стандартного значительно отличаются.

Максимальное смещение на рукоятке стандартного перфоратора составляет 1,5 мм и более, в то время как максимальное смещение рукоятки перфоратора с бойком не превышает 0,55 мм. Виброскорости для стандартного и модернизированного перфоратора составляют соответственно 81 мм/с и 60 мм/с. Снижение показателей вибрации для перфоратора с бойком скорее всего объясняется важным свойством ударных систем «поршень – боек – штанга» - демпфированием или переотражением отраженных от забоя в штангу и в перфоратор волн сжатия-растяжения, возникающих при ударе поршня в штангу. При этом ударная система «насыщается» забой напряжениями повышенного уровня, а дребезг бойка препятствует прохождению переотраженных волн из штанги, полученных от забоя, в корпус перфоратора.

Работу по созданию серийного образца переносного перфоратора ведет ООО «ЗУМК-Трейд», которому передан комплект конструкторской документации.

Литература

1. Юнгмейстер, Д.А. Промышленные испытания модернизированного перфоратора ПП-54 с ударной системой «поршень-боек-штанга/ Д.А. Юнгмейстер и др. // 3 Международная конференция по проблемам рационального природопользования. – Тула. –2012. – С. 102-104.
2. Платовских М.Ю., Пивнев В.А., Юнгмейстер Д.А., Непран М.Ю., Судьенков Ю.В., Соколова Г.В. Экспериментальные и теоретические исследования перфоратора с ударной системой «поршень-боек-штанга»// Горное оборудование и электромеханика. 2011. №7. С. 9-14.
3. Юнгмейстер Д.А. Модернизация ударных буровых механизмов/Д.А. Юнгмейстер, Л.К. Горшков, В.А. Пивнев, Ю.В. Судьенков //СПб.: Политехника-сервис, 2012. – 149с.

## ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СМЕННЫХ ИСПОЛНИТЕЛЬНЫХ ОРГАНОВ КОМПЛЕКСА ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ СПЕЦИАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В ШАХТАХ «МЕТРОСТРОЙ» СПБ

Юнгмейстер Д.А., Лавренко С.А., Исаев А.И.

Горный университет, г. Санкт-Петербург

*В статье представлен вариант конструкций модернизированного проходческого комплекса со сменным оборудованием, для сооружения специальных выработок. Представлен график производительности комплекса.*

Для устранения ручного труда при сооружении спецвыработок метро необходимы средства механизации разработки забоя. Специалисты Управления механизации «Метрострой» СПб и ЗАО «Метрокон» разработали проходческий комплекс КПШ-6, который позволяет проходить выработки диаметром 6 м и монтировать кольца тубинговой крепи тоннеля. Такой комплекс включает следующие машины и механизмы (рис. 1): отбойно-погрузочная машина 1 (модернизированный комбайн 4ПУ), крепь с опорой 2 для закрепления кровли и лба забоя выдвижными шандорами, технологическую тележку с манипулятором 3 для монтажа тубингового кольца, таль 4 для подачи тубингов в зону монтажа.

При разработке забоя комплексом порода подается с помощью ковша на стол нагребавшими лапами и далее на скребковый конвейер комбайна далее – в ковш погрузочно-доставочной машины, используемой для доставки породы к стволу.

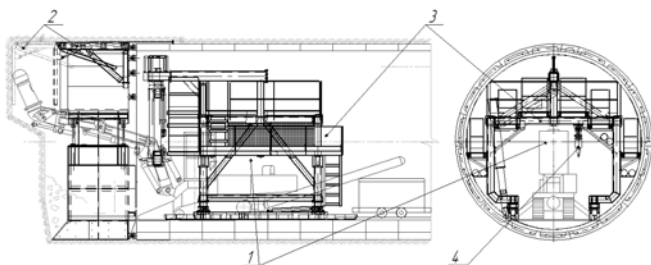


Рис. 1. Проходческий комплекс с шандорной крепью КПШ-6

Проходческий комплекс с шандорной крепью КПШ-6 во время испытаний показал недостатки работы: сложность погрузки породы, излишняя многозвенность стрелы, недостаточное усилие распора крепи, проблема отработки забоя со сложной структурой. Для увеличения диапазона крепости, разновидности обрабатываемой породы, а также разработки забоев с различными по крепости включениями, необходимо модернизи-

ровать исполнительный орган проходческого комбайна. Модернизация заключается в изменении конструкции стрелы комплекса путем удаления одного звена для устранения негативной вибрации, возникающей при разрушении породы, и использования исполнительных органов различного типа. В качестве сменного оборудования отбойно-погрузочной машины используются фрезерные и ударные типы исполнительных органов (рис. 2). Ударный исполнительный орган выполнен в виде сдвоенных ударников образующих между собой челюстную хват (рис. 2 в)

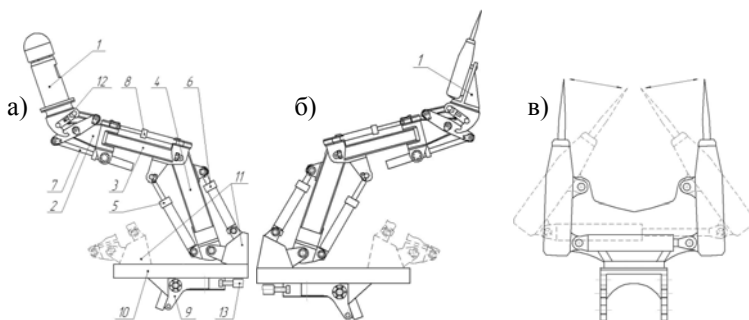


Рис. 2. Сменное оборудование отбойно-погрузочной машины  
 а – фрезерный исполнительный орган; б – исполнительный орган ударного действия (сдвоенные ударники) вид справа; в – исполнительный орган ударного действия (сдвоенные ударники) главный вид.

Сдвоенные ударники выполнены в виде челюстного захвата и имеют переменное расстояние между продольными осями, что эффективно сказывается при обработке пород разной крепости с разным количеством включений. При проходческих работах по породам малой крепости, челюсти исполнительного органа регулируется на максимальный угол захвата, а для отбойки крепких пород, угол захвата челюстей для зарубки уменьшается.

Анализируя график на рис. 3 можно заметить что при крепости глины  $f=1\div 5$  необходимо использовать фрезерный исполнительный орган, а при  $f>5$  эффективней всего вести обработку ударными исполнительными органами, в данном случае выполненными в виде сдвоенных ударников образующих между собой челюстную хват.

При использовании сменного оборудования повышается диапазон крепости и разновидности обрабатываемой породы, что обеспечивает эффективную работу комплекса не только при сооружении специальных выработок на шахтах Санкт-Петербургского метрополитена, где работы ведутся по кембрийским глинам ( $f=1\div 4$ ), но и на шахтах Московского метрополитена, а так, же для различных тоннелестроительных работ.

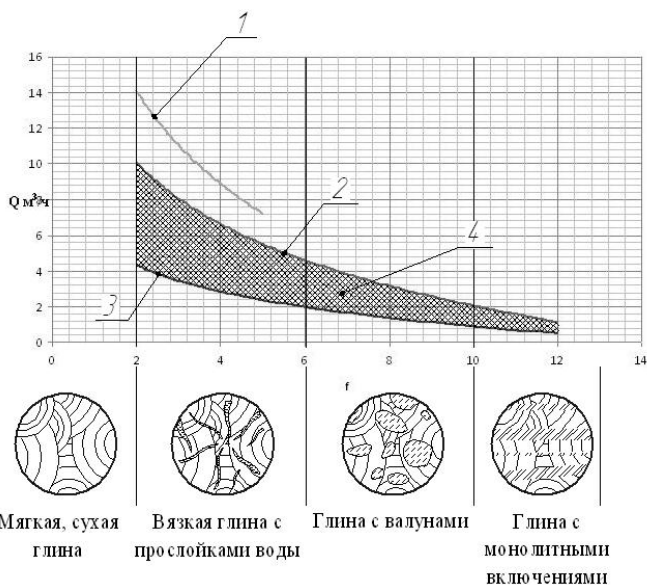


Рис. 3. График производительностей проходческого комплекса со сменным оборудованием

- 1 – Производительность фрезерного исполнительного органа;
- 2 – производительность ударного исполнительного органа при максимальной частоте ударов; 3 – производительность ударного исполнительного органа при минимальной частоте ударов; 4 – диапазон производительности при работе ударным исполнительным органом в виде двоек ударников.

Стоит отметить, что при совместном использовании предложенного комплекса с погрузочно-доставочными машинами возможно достичь:

- различной производительности транспортировки отбитой горной породы, за счет наличия ПДМ с различными вместимостями ковша;
- исключения на шахтах Метростроя оборудования такого, как зарядные устройства, трансформаторные и преобразовательные подстанции;
- повышения безопасности проведения строительных работ, из-за отсутствия контактного провода и рельсового пути.

Конструкция предложенного комплекса позволяют механизировать все операции и, главное, работать по забоям любого состава для условий пород, разрабатываемых в шахтах ОАО «Метрострой» СПб.

Литература

1. Основы термомеханического разрушения горных пород / Галяс А.А., Полуянский С.А. // Киев: Наук.думка, 1972. – 290 с.

2. Заявка на изобретение № 2012123029. Комплекс для проведения коротких выработок с тубинговой крепью / Иванов А.В., Юнгмейстер Д.А., Соколова Г.В., Лавренко С.А.
3. Механика подземных сооружений. Пространственные модели и мониторинг / Протосеня А.Г., Огородников Ю.Н., Деменков П.А., Карасев М.А., Лебедев М.О., Потемкин Д.А., Козин Е.Г. // СПб: СПбГУ-МАНЭБ, 2011. – 355 с.
4. Экспериментальное исследование влияния параметров удара на показатель разрушения горных пород / Коняшин Ю.Г. // Научные сообщения ИГД им. А.А. Скачинского: Сборник научных трудов т. 21, М., Госгортехиздат, 1963.
5. Анализ использования проходческого комбайна в составе комплекса «КПШ-6» в условиях шахт ОАО «Метрострой» Санкт-Петербург./Юнгмейстер Д.А., Лавренко С.А., Иванов А.В.//журнал «Горное оборудование и электромеханика» №3, 2012 г.

УДК 622.23.054.2:622.271.64

### **РАСШИРЕНИЕ ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩЕГО ИНСТРУМЕНТА ДЛЯ МАШИН ГОРИЗОНТАЛЬНО НАПРАВЛЕННОГО БУРЕНИЯ**

**Пушкарев А.Е., Колесников В.В., Чеботарев П.Н.**

*Тульский государственный университет Тула, Россия*

*Предлагается для расширения области применения способа горизонтально направленного бурения использовать в работе инструмента машины встроенный генератор гидродинамических колебаний на основе эффекта Польшмана-Яновского и явление кавитации для создания продольно вибрационного ускорения.*

Ускоренные темпы роста объемов строительства и освоения подземного пространства, повышение требований к экологической безопасности ведения горных работ при устройстве тоннелей и прокладке инженерных коммуникаций в условиях небольших глубин и наличия на поверхности зданий и сооружений обуславливают необходимость создания технических средств, обеспечивающих образование выработок с минимальным воздействием на окружающий массив. В значительной степени этим условиям отвечают машины реализующие технологию проходки выработок малого сечения методом бестраншейной прокладки при помощи техники горизонтально направленного бурения (ГНБ). При этом обеспечивается сохранение устойчивости и целостности вмещающих пород, комплект оборудования компактен и мобилен, не требует значительных площадей и времени для подготовки и выполнения работы [1].

Сущность технологий ГНБ и прокола заключается в последовательном выполнении трех технологических операций (рис. 1).

На первом этапе работ осуществляется проходка пилотной скважины. Технически проходка осуществляется при помощи породоразрушаю-



щего инструмента (исполнительного органа) – головной секции со скосом в передней части.

Головная секция соединена с пилотным ставом, что позволяет управлять процессом проходки скважины и обходить выявленные препятствия в любом направлении в пределах естественного изгиба протягиваемой рабочей нити. Исполнительный орган может иметь отверстия для подачи бурового раствора, который закачивается в скважину и образует суспензию с размельченной породой. Буровой раствор уменьшает трение на исполнительном органе головке и штанге, предохраняет скважину от обвалов, охлаждает породоразрушающий инструмент и очищает скважину от ее обломков, вынося их на поверхность.

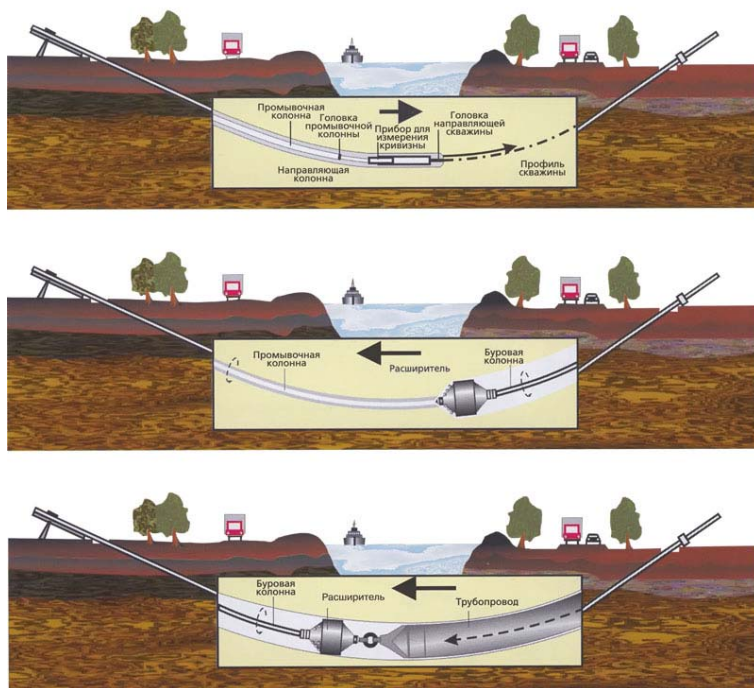


Рис. 1. Технологический цикл работы установки ГНБ

Строительство пилотной скважины завершается выходом исполнительного органа в заданной проектом точке.

После завершения проходки пилотной скважины производится ее расширение. При этом головная секция отсоединяется от става и вместо нее присоединяется риммер – расширитель обратного действия. Приложением тягового усилия с одновременным вращением риммер протягивается через створ скважины в направлении буровой установки, расширяя пилотную скважину до необходимого для протаскивания трубопровода диаметра.

Третий этап работ заключается в протягивании трубопровода по проектной траектории.

Однако работоспособность инструмента ограничена прочностью разрушаемых пород, что препятствует широкому использованию данного способа. В настоящее время основной спектр инструмента, присутствующий на рынке ГНБ, предназначен для работ по породам малой и средней крепости. Это, во-первых, связано с дешевизной, и как следствие, доступностью инструмента, а во-вторых, большая часть требуемых проколов не требует высокотехнологичного инструмента.

Одним из перспективных путей повышения эффективности работы породоразрушающего инструмента является придание воздействию на массив динамического характера (кратковременные ударные импульсы) [2, 3]. В частности, продольно вибрационные ускорения, возникающих в инструменте при колебаниях жидкости, и кавитация, протекающая в буровом растворе способны повысить его работоспособность по крепким породам и расширить область применения такой техники.

Коллективом кафедры геотехнологий и строительства подземных сооружений ТулГУ была разработана гидромониторная бурильная головка [4] (рис. 2) с встроенным генератором гидродинамических колебаний, включающая в себя буровую головку с каналами и соплами, управляющую поверхность и переднюю поверхность.

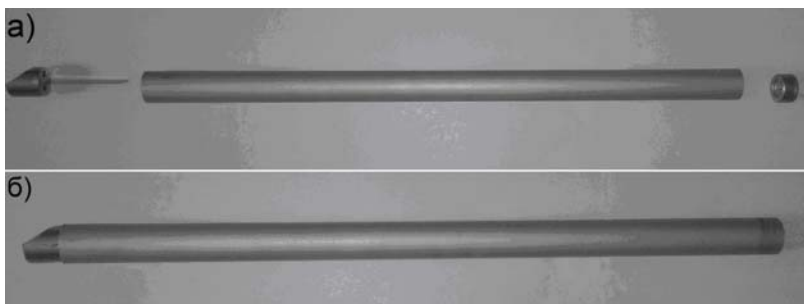


Рис. 2. Экспериментальный образец гидромониторной бурильной головки в разобранном (а) и в собранном (б) виде

Внутри корпуса наконечника находится диск с входными струеформирующими каналами, резонирующими элементами в виде пластин, консольно закрепленными в диске с выходными отверстиями, фиксирующими винтами, обжимным кольцом, штифтами крепящимися к хвостовой части, с внутренним каналом. Каждая резонирующая пластина которого находится напротив соосного с ней струеформирующего канала.

В процессе работы, при набегании буровой жидкости происходит интенсивное воздействие на резонирующие элементы, появляются возмущения жидкости, пульсирующая кавитационная область, возбуждение в резонирующих элементах изгибных колебаний, появление вибрации передающихся на бурильную головку. С целью повышения интенсивности колебаний необходимо настроить частоту собственных колебаний резонирующих элементов на частоту собственных колебаний поступающей жидкой среды для создания резонанса, реализуя эффект Польшмана-Яновского [5-7].

Данное устройство может быть использовано для прокладывания пилотной скважины, применяясь, как головная часть исполнительного органа установки ГНБ, совместно с растворами, применяемыми в работе при бестраншейной прокладке трубопровода.

Экспериментальный образец гидромониторной бурильной головки с встроенным генератором гидродинамических колебаний прошел испытания, которые подтвердили его работоспособность и эффективность. Так снижение нагрузки на инструменте составило около 30% при достижении резонансного режима колебаний пластинчатых элементов и собственных колебаний поступающей жидкой среды (промывочной жидкости).

#### Литература

1. Рыбаков А.П. Основы бестраншейных технологий. Теория и практика. Издательство: ПрессБюро, 2005. – 304 с.
2. Меламед Ю.А. Гидроимпульсная технология: большие возможности и широкий спектр применения. Журн.: Разведка и охрана недр. № 6. – М: Недра, 1993. – С.17 - 19.
3. Дзоз Н.А., Жулай Ю.А Интенсификация процессов бурения с использованием гидродинамической кавитации. Журнал: Горный информационный - аналитический бюллетень – М: Горная книга, с. 290 - 296.
4. Колесников В.В., Лежебоков А.В., Пушкарев А.Е. Особенности конструкции гидромониторной бурильной головки, Известия ТулГУ. Технические науки. Вып. 4. Тула: Изд-во ТулГУ, 2013. – С. 240 - 246.
5. Бергман Л. Ультразвук и его применение в науке и технике. – М: ИИЛ, 1956. – 726 с.
6. Неволин В.Г. Опыт применения звукового воздействия в практике нефтедобычи Пермского края – Пермь, 2008. 54с.
7. Назаренко А.Ф. Гидродинамические излучающие системы и проблема интенсификации некоторых технологических процессов.- Дис. докт. тех. наук. – Одесса, 1980. – 383 с.

**TECHNOLOGY OF CREATION OF COMPOSITE MATERIALS  
FOR MANUFACTURING HIGH-LOADED EQUIPMENT AND TOOL**

<sup>1</sup> Basalay I.A., <sup>2</sup> Pavlovskaya L.F.

*Belarusian National Technical University, Minsk, Belarus*

*Université Cheikh Anta Diop, Dakar, Senegal*

*The article presents the results of studying of composite materials on boron basis on carbon steels from developed powder environment with application of various activators of treatment process and coverings properties analysis - hardness, microhardness, tendency to spalling, wear resistances in conditions of hydroabrasive wear and sliding friction.*

As operational life of tool and equipment is determined first of all by physicochemical and mechanical surface properties the purpose of the given work was development of technology of surface hardening high-loaded equipment and tool use boride coverings with the set characteristics on carbon steels surface, management of their structure and phase compound.

The analysis of the domestic and foreign literature [1 - 3] has shown application perspective of thermodiffusion hardening of the tool and industrial equipment used in the mining industry, building materials manufacture:

The industrial equipment and the tool which is using in these productions work in the conditions of intensive abrasive wear and high pressures. Level of protective properties of a covering is defined by its phase structure. Efficiency of use of coverings with boron will be defined by correctness of a choice like covering (single-phase or two-phase).

The operational properties of coverings, the structure and chemical composition of the phases have been investigated using Microscopy, X-ray spectral analysis.

Thermodiffusion coverings on boron basis have been received from powder mixes prepared without electric power consumption by method of out-of-furnace metallothermy of metals, nonmetals and aluminum oxides [4-5]. From the research of effect of initial components composition of powder mix and thermite additive compound necessary for initiation of their reactivation, to thermal-kinetic parameters of metallothermic reaction behavior have been determined conditions of receipt on carbon steels boride coverings of various phase and chemical composition: single-phase ( $\text{Fe}_2\text{B}$ ), two-phase ( $\text{FeB} + \text{Fe}_2\text{B}$ ) and single-phase chromium alloyed ( $\text{FeCr}$ )B, differing by chemical compound and physicomechanical properties [6].

The microstructures of the boride layers obtained on the steel 45 are represented on fig. 1

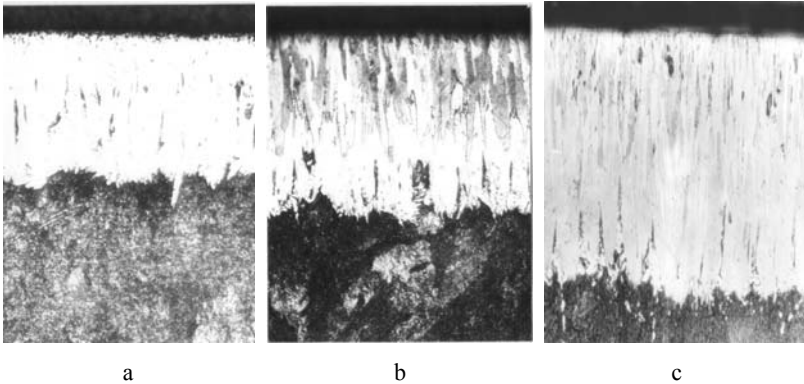


Fig. 1. Microstructures of thermodiffusion boride layers produced on carbon steel 45  
 a- a single-phase boride layer ( $\text{Fe}_2\text{B}$ ); b – a two-phase boride layer  
 c – a single-phase boride layer ( $\text{FeCr}$ )B

Numerical researches of not isothermal borating modes and mathematical modeling have confirmed, that at sufficiently high chemical potential of boron-containing mix variants both single-phase and two-phase borating are possible and at various heating rates of mix at its identical compound it is possible to receive both single-phase and two-phase layers as well.

From the research of formations kinetics of thermo diffusion coverings with boron on carbon steels from developed powder environments with application of various activators of treatment process and coverings properties analysis - hardness, microhardness, tendency to spalling, wear resistances in conditions of hydroabrasive wear and sliding friction it has been determined:

- use of developed powder environments has allowed to receive on carbon steels diffused single-phase boride layers thickness up to 160 microns, two-phase - up to 400 microns and single-phase chromium alloyed coverings - up to 500 microns;

- The highest surface hardness - up to  $2200 \text{ kg/mm}^2$  – single-phase chromium alloyed coverings bear;

- Minimal tendency to spalling and ultimate ductility have single-phase boride coverings and single-phase chromium alloyed coverings;

- At work in conditions of sliding friction at low speeds the greatest resistance have shown single-phase boride layers, at high speeds – two-phase and single-phase chromium alloyed layers and in conditions of hydroabrasive wear - single-phase chromium alloyed layers.

Production tests of some types of the tool and details of the equipment with thermal diffusion coverings on the basis boron (Fig. 2) showed increase in term of operation by 2-2,5 times.

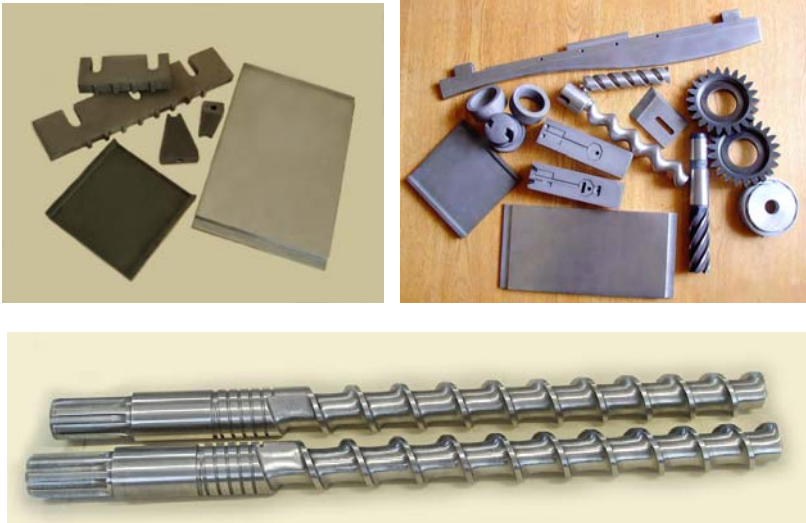


Fig. 2. Some types of industrial equipment and the cutting tool with coverings on the basis boron

Results of conducted theoretical researches, laboratory and production researches showed that thermal diffusion boride coverings on carbon steels possess a high complex of physicommechanical characteristics. They can be used with success for hardening highly - the loaded fast-wearing-out details of construction cars and mechanisms, tool and industrial equipment at the industrial enterprises for production of various construction materials.

#### Literature

1. Uslu, I. Evaluation of borides formed on AISI P20 steel /H. Comert, M.Ipek,O. Ozderimir, C.Bindal // Mater. and Des. 2007. 28, №1, p.55-61.
2. Genel, K. Kinetics of boriding of AISI W1 steel /I. Ozbek, C. Bindal//Mater. Sci. and Eng. A. – 2003.-V. 347, № 1-2.- P. 311-314.
3. Genel K. Boriding kinetics of H13 steel / K.Genel// Vacuum. 2006. 80, №5, c. 451-457.
4. Хина, Б.Б. Определение фазового состава алюмотермических смесей для борирования / Б.Б. Хина, Н.Г. Кухарева, В.Ф. Протасевич - Литье и металлургия, 2010. - № 4. – с.20-24.
5. China, B. Termodynamiczne modelowanie syntezy proszków do borowania / V.China, N.Kuchariewa, I.Basałaj // Obróbka cieplna I cieplno-chemiczna stopów metali (Poznań)– 2010.- p.35-41.
6. Kuchrieva, N.G. Badania wpływu składu proszków na strukturę I budowę fazową warstw borowanych dyfuzyjnie / N.G. Kuchrieva, Galanskaia N.A., Petrovwić S.N., Babul T // Nowoczesne procesy obróbki cieplnej w produkcji narzędzi, Krakow.-2010 г.- c.49-58

## ОПТИМИЗАЦИЯ ПОТЕРЬ ДАВЛЕНИЯ В РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНЫХ ГАЗОПРОВОДАХ

**Медведева О.Н.**

*Саратовский государственный технический университет им. Гагарина Ю.А.,  
г. Саратов, Россия*

*В статье предлагается решение задачи по оптимальному распределению перепадов давления в распределительной сети газоснабжения.*

Как показывают результаты исследований [1], располагаемый перепад давлений в распределительных газопроводах от шкафных ГРП находится в следующих пределах:

- для газовых приборов с номинальным давлением  $P_{ном}^{приб} = 1300$  Па;  
 $\Delta P^P = 596 \div 914$  Па;

- для газовых приборов с номинальным давлением  $P_{ном}^{приб} = 2000$  Па;  
 $\Delta P^P = 150 \div 600$  Па.

Обоснование оптимального перепада давлений в распределительных газопроводах требует проведения технико-экономических исследований.

В качестве целевой функции задачи рассмотрим годовые приведенные затраты в систему газоснабжения по комплексу: распределительный газопровод – газовый прибор.

Полагая, что затраты в сооружение и эксплуатацию газоиспользующих установок не зависят от величины расчетного перепада давлений в газовых сетях, переменную часть целевой функции можно представить в виде следующего уравнения [1]:

$$Z = Z_{ГС}(\Delta P) + \Delta T(\Delta P) = \min, \quad (1)$$

где  $Z$  – затраты в систему газоснабжения, руб/год·кв.;  $Z_{ГС}$  – затраты на газовую сеть, руб/год·кв.;  $\Delta T$  – прирост годовой стоимости расходуемого топлива за счет снижения КПД газоиспользующих установок, руб/год·кв.

Приведенные затраты в сооружение и эксплуатацию газовой сети определяются по формуле

$$Z_{ГС} = (a + bd)l, \quad (2)$$

где  $d$  – диаметр газопровода, см;  $l$  – длина газопровода, м;  $a$  – стоимостной коэффициент газопровода, руб/(год·м);  $b$  – стоимостной коэффициент газопровода, руб/(год·см·м).

Численные значения коэффициентов  $a$  и  $b$  в зависимости от материала газопровода и способа прокладки приводятся в [2].

Согласно [3], диаметр газопровода определяется по формуле:

$$d = \alpha^{0.21} \cdot V^{0.368} \left( \frac{l_p}{\Delta P} \right)^{0.21}, \quad (3)$$

где  $\alpha$  – коэффициент пропорциональности, численные значения которого определяются видом газа и величиной шероховатости стенок трубопровода;  $V$  – расход газа по трубопроводу, м<sup>3</sup>/ч;  $\Delta P$  – потеря давления в газопроводе, Па;  $l_p$  – расчетная длина газопровода, м.

На величину КПД газоиспользующей установки  $\eta_G$  существенное влияние оказывает величина давления газа перед газовым прибором  $P_G$ . Чем больше отклонение указанного давления от номинальной величины  $P_{ном}^{приб}$ , тем ниже КПД использования газа [4].

Согласно результатам исследований, приведенным в [5], экспериментальная зависимость относительного КПД газоиспользующей установки от относительного давления газа перед прибором аппроксимируется следующим выражением

$$\eta_{отн} = -0,514P_{отн}^6 + 2,355P_{отн}^5 - 3,066P_{отн}^4 - 0,765P_{отн}^3 + 4,423P_{отн}^2 - 2,99P_{отн} + 1,553. \quad (4)$$

Абсолютные значения КПД газоиспользующей установки находятся пересчетом по формулам:

$$\eta_G^0 = \eta_{отн}^0 \cdot \eta_{ном}, \quad (5)$$

$$\eta_G = \eta_{отн}^G \cdot \eta_{ном}, \quad (6)$$

где  $\eta_{ном}$  – КПД газоиспользующего прибора при работе на номинальном давлении газа.

Топливную составляющую целевой функции следует определять по формуле:

$$\Delta T = C_G \cdot V_{год} \cdot \eta_{ном} \left( \frac{1}{\eta_G} - \frac{1}{\eta_G^0} \right), \quad (7)$$

где  $V_{год}$  – годовой расход газа при работе газоиспользующей установки на номинальном режиме, м<sup>3</sup>/год;  $C_G$  – удельная стоимость газа, руб/м<sup>3</sup>.

Система уравнений (1)–(7) формирует экономико-математическую модель задачи. Связь между давлением газа перед газоиспользующим прибором  $P_G$  и потерей давления в распределительном газопроводе устанавливается следующими уравнениями:

- при максимальном давлении на выходе из регулятора



$$P_{\Gamma} = P_{\max}^{pez} - \Delta P_{сч} - \Delta P, \quad (8)$$

- при минимальном давлении на выходе из регулятора

$$P_{\Gamma} = P_{\min}^{pez} - \Delta P_{сч} - \Delta P. \quad (9)$$

Сложный характер целевой функции (1) затрудняет применение для её анализа строго математических методов (методы первой и второй производных). Поэтому для нахождения оптимального значения управляющего параметра  $\Delta P_{opt}$  воспользуемся методом вариантных расчетов.

В целях численной реализации экономико-математической модели (1)-(9) были проведены соответствующие расчеты. В качестве объекта газоснабжения принята отопительная котельная, оборудованная чугунными секционными котлами. Снабжение котельной газом осуществляется от шкафной газорегуляторной установки с минимальной величиной регулируемого давления  $P_{\min}^{pez}$ . Котлы эксплуатируются при постоянном расходе газа, близком к номинальной величине. Изменение теплопроизводительности котельной в зависимости от температуры наружного воздуха обеспечивается путем автоматического включения (выключения) котлов по температурному графику тепловой сети.

В расчетах использовались следующие исходные данные и предположки:

1. Расчетная теплопроизводительность котельной  $Q = 500$  МДж/ч.
2. Номинальное давление газа перед котлами  $P_{ном}^{приб} = 1300$  Па.
3. КПД отопительных котлов при работе в номинальном режиме  $\eta_{ном} = 86$  %.
4. Годовое число часов использования максимума тепловой нагрузки  $\tau_{zod} = 2500$  ч/год.
5. Длина распределительного газопровода  $l = 60$  м.
6. Прокладка газопровода – подземная из стальных труб.
7. Удельная стоимость газа  $C_{\Gamma} = 10$  руб/м<sup>3</sup>.

Результаты соответствующих расчетов представлены на графике (рис. 1). Как видно из графика, минимальным приведенным затратам в систему газоснабжения  $3_{\min} = 20917$  руб/год соответствует оптимальная потеря давления в газопроводе  $\Delta P_{opt} = 120$  Па. Указанная величина значительно меньше предельно допустимого значения ( $\Delta P_{\min}^P = 596$  Па).

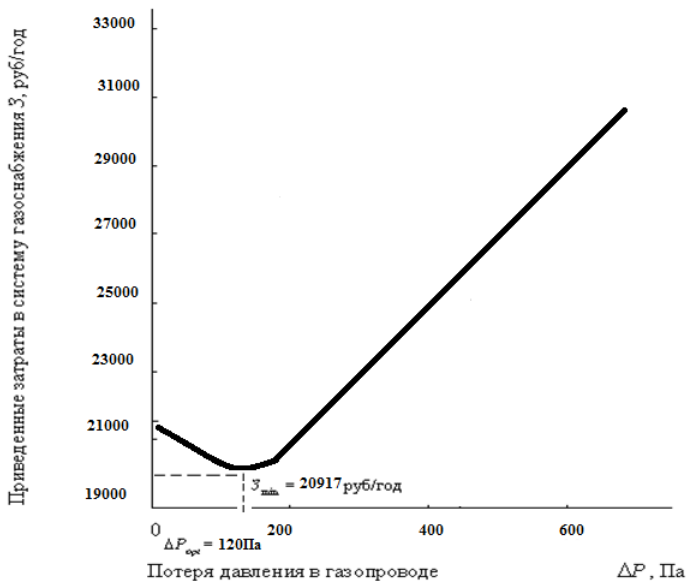


Рис. 1. Зависимость приведенных затрат в систему газоснабжения от потери давления в газопроводе

Оптимизация потерь давления в распределительных газопроводах обеспечивает значительную экономию затрат в сооружение и эксплуатацию системы газоснабжения. Так, например, при расчетной потере давления  $\Delta P_{\text{min}}^P = 596$  Па, согласно рис. 1, имеем  $Z = 29733$  руб/год.

Таким образом, оптимизация потерь давления снижает приведенные затраты в сооружение распределительных на 42,2 %, при этом, экономия газового топлива составит 9931,7 м<sup>3</sup>/год.

#### Литература

1. Курицын Б.Н., Медведева О.Н., Иванов А.А. Режимы давления газа в системах газоснабжения от шкафных газорегуляторных установок// Научно-технические проблемы совершенствования и развития систем газозенергоснабжения: Сб.научн.трудов. – Саратов: изд-во СГТУ, 2009. – С. 53-57.
2. Курицын Б.Н., Медведева О.Н., Фролова О.А. Оптимизация поселковых систем газоснабжения на базе шкафных газорегуляторных установок// Теоретические основы теплогазоснабжения и вентиляции: Материалы Международной научно-технической конференции. – М.: МГСУ, 2005. – С. 268-272.
3. Ионин А.А. Газоснабжение. – М.: Лань, 2012. – 439с.

4. Курицын Б.Н., Медведева О.Н., Иванов А.А. Влияние давления газа на эффективность его использования// Приволжский научный журнал. – Н.Новгород: ННГАСУ, 2009. – №3 (11). – С. 65-69.
5. Курицын Б.Н., Медведева О.Н., Иванов А.А. Исследование тепловой эффективности водогрейных аппаратов, работающих на газовом топливе// Вестник Южно-Уральского гос. ун-та, серия «Строительство и архитектура». – выпуск 8. – №16. – Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2009. – С. 54-57.

УДК 621.187

## **ПРОЕКТНАЯ ОЦЕНКА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ КАЛИЙНОЙ РУДЫ В УДАРНО-ЦЕНТРОБЕЖНЫХ ДРОБИЛКАХ**

**Таяновский Г.А., Худайназаров К.**

*Белорусский национальный технический университет, Минск, Беларусь*

*В статье рассмотрена математическая модель процесса измельчения калийной руды и предложено универсальное выражение селективной функции измельчения*

На сильвинито-обогащительных фабриках уже имеются примеры использования ударно-центробежных дробилок. Среди устройств, используемых для измельчения калийной руды при подготовке к флотации, таких как молотковые дробилки, стержневые мельницы, ударно-центробежные дробилки, последние имеют существенное преимущество из-за обеспечения более узкого фракционного состава измельченного продукта, что особенно важно при необходимости наиболее полного извлечения хлоркалия во флотационных машинах и уменьшения его выноса со шламом.

Меняя степень измельчения руды путем выбора режима работы, можно влиять как на технологические параметры производства калийных удобрений, так и на их свойства. При этом измельчение калийной руды на центробежно-ударных дробилках позволяет получать продукт требуемого гранулометрического состава при минимальных эксплуатационных затратах. Благодаря ударному методу измельчения продукт, получаемый в процессе измельчения, отличается узким гранулометрическим составом. При этом снижается энергоемкость процесса измельчения в кВт\*ч/т и намол металла в готовый продукт, в сравнении с другим применяемым для этих же целей оборудованием. На гранулометрический состав измельченного продукта не оказывает влияния износ рабочих органов дробилки. Крупность готового продукта можно регулировать в процессе работы без остановки оборудования. Использование центробежно-ударных дробилок позволяет измельчать минеральное сырье с различными свойствами для производства широкой гаммы продуктов.

Учеными установлена тесная связь между размером частицы и расходом энергии на ее разрушение. Измельчение требует затрат энергии тем больших, чем выше требуемая степень измельчения. Центробежно-

ударный способ дробления по схеме «камень о металл» известен достаточно давно и в последнее время находит все большее применение в процессах дробления и измельчения рудных и нерудных материалов, благодаря тому, что практически вся подводимая к дробилке энергия используется для сообщения кинетической энергии измельчаемому материалу, а последние достижения изобретателей существенно повысили технический уровень таких дробилок. Центробежно-ударные дробилки имеют большой КПД, высокий коэффициент измельчения и достигнутая надежность в работе обуславливают достаточную экономическую эффективность их применения.

При разработке центробежно-ударной дробилки необходимо еще на стадии проектирования оценивать наиболее вероятный гранулометрический состав дробленого продукта. Однако анализ научных публикаций показал, что применительно к дроблению калийной руды таких работ недостаточно [1-8].

В работе Денисова Д.Г. [6] предложена математическая модель процесса измельчения калийной руды в центробежно-ударных дробилках на основе известной балансовой модели измельчения [3, 6, 7]

$$f(\delta_i) = f_0(\delta_i)[1 - P(\delta_i)] + \int_{\xi=\delta_i}^{\delta_{\max}} \frac{dF(\delta_i, \xi)}{d\xi} f_0(\xi) P(\xi) d(\xi)$$

где  $P(\xi)$  - селективная функция измельчения;  $F(\delta_i, \xi)$  - распределительная функция;  $f_0(\delta)$  - плотность распределения исходного материала;  $f(\delta)$  - плотность распределения дробленого материала;  $\delta$  – размер частиц, мм.

Математическое моделирование процесса передела дисперсного материала по балансовой модели состоит в определении материальных балансов для всех классов крупности до и после разрушения на основе расчета селективной и распределительной функций для каждого фракционного класса.

На основе анализа известных выражений селективной функции распределения массовых долей классов разрушенных частиц измельченного минерального сырья [5 - 7] в данной работе предложено, на наш взгляд, достаточно универсальное выражение селективной функции, в сравнении с другими известными выражениями, применительно к различным видам дробилок:

$$P(\delta) := 1 - e^{-\frac{\lambda}{\lambda\nu} \left(\frac{\delta}{\delta\nu}\right)^{\frac{\alpha}{a\nu}}}$$

где  $\alpha$ ,  $\lambda$  – постоянные параметры селективной функции для конкретного измельчаемого материала и конструкции дробилки;  $\delta$  – размер разрушаемых частиц минерала, мм.

Это моделирующее выражение расширяет возможности опытной идентификации параметров селективной функции с необходимой точностью по результатам испытаний подобных разрабатываемой экспериментальных образцов дробилок. Параметр  $\alpha$  зависит от производительности и конструкции дробильного устройства, изменяется в диапазоне  $0 \leq \alpha \leq 10$  и может быть представлен двухчленным  $(k*Q+c)$ , где  $k$  – коэффициент влияния производительности  $Q$ , в  $(т/ч)^{-1}$ ;  $c$  – параметр конструкции дробильного устройства. Параметр  $\lambda$  имеет размерность  $м^{-1}$ , определяется физико-механическими свойствами измельчаемого материала и имеет значения в числовом формате  $\lambda = x,xxx * 10^{-n}$ , где  $x,xxx$  – мантисса числа,  $n$  – показатель степени от 1 до 6. Селективная функция  $P(\delta)$  характеризует вероятность разрушения частиц размера  $\delta$  и численно равна массовой доле в дробленом продукте частиц класса  $\delta$  [5, 6].

Характер предложенной селективной функции, в сравнении с предложенной в работе [6] (рис. 1 в), при различных значениях параметров, показан на рис. 1 а), б). Значения идентификаторов с греческой буквой  $\nu$  представляют некоторые базисные значения, характерные для дробилок различных видов.

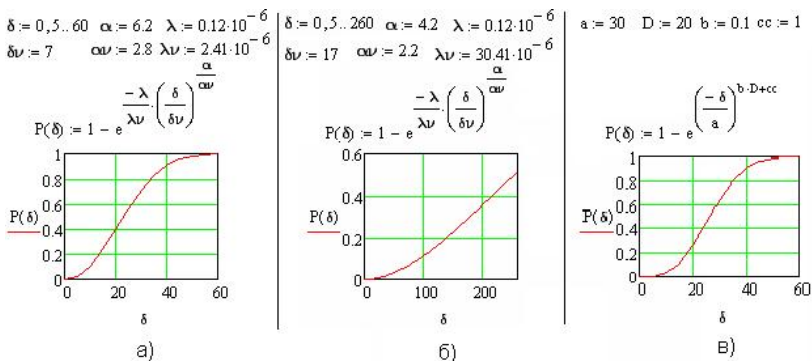
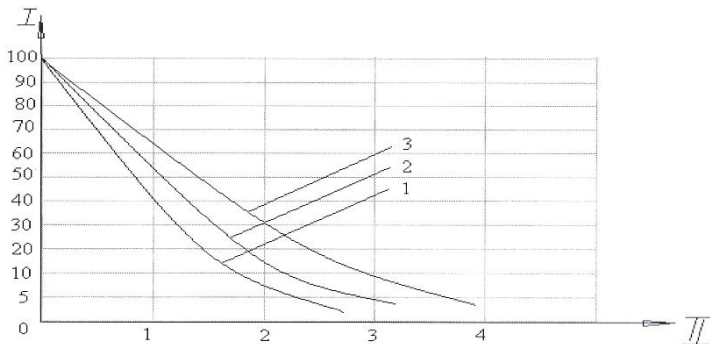


Рис. 1. Селективная функция распределения при различных ее аналитических выражениях и значениях параметров

Кривые на рис. 1а) и 1в) характерны для центробежно-ударных дробилок, а на рис. 1б) – для конусной дробилки.

Предложенное моделирующее выражение селективной функции обеспечивает описание характера протекания кривых, имеющих место на практике (рис. 2 и 3).



Типовые характеристики крупности продуктов дробления конусных дробилок: 1- КСД-1200Гр 2- КСД-1200Г 3- КМД-1200Гр

$I$  - суммарный выход фракции, %

$II$  - размер продукта в долях разгрузочной щели в фазе сближения профилей

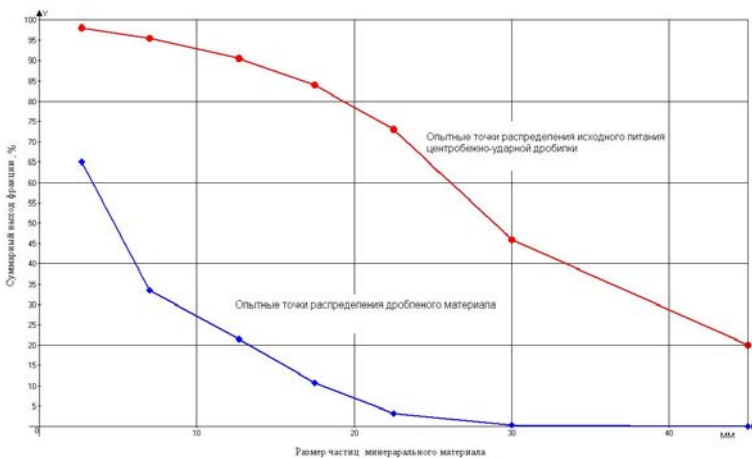


Рис. 3. Изменения фракционного состава материала в центробежной дробилке Титан Д-250 (опыт) [6]

Распределительная функция  $F(\delta_i, \xi)$  характеризует распределение осколков дробленого продукта, получающихся из частиц различных фракций исходного питания, по классам меньшего размера  $\xi$  и может быть описана моделирующим выражением [6]:

$$F(\delta_i, \xi) = 1 - \left[ 1 - \left( \frac{\xi - \delta_{\min}}{\delta_i - \delta_{\min}} \right)^m \right]^q,$$

где  $m$ ,  $q$  – параметры кривой распределения;  $\delta_i$ ,  $\delta_{\min}$  – параметры положения кривой распределения, мм. Графически преобразование фракций исходного полидисперсного минерального сырья в дробленый продукт может быть представлено трехмерной поверхностью.

Приведенные выражения позволяют на основе результатов натурного эксперимента с разрабатываемой центробежно-ударной дробилкой настроить моделирующие выражения и получить значения параметров, входящих в них, а затем использовать их для выбора проектных параметров разрабатываемой дробилки, обеспечивающей требуемое качество дробленого продукта.

#### Литература

1. Тарасик В.П. Математическое моделирование технических систем: Учебник для вузов. – Мн.: ДизайнПРО, 1997. – 640 с.
2. Алабужев П.М. и др. Теории подобия и размерностей. Моделирование. М.: Высшая школа, 1968. - 205 с.
3. Андреев С.Е., Товаров В.В., Перов В.А. Закономерности измельчения и исчисления характеристик гранулометрического состава. М.: Metallurgizdat, 1959. - 437 с.
4. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. М.: Гос. издательство физико-математической литературы, 1958. - 464 с.
5. Ржевский В.В., Новак Г.Я. Основы физики горных пород. М.: Недра, 1984. - 360 с.
6. Денисов Д.Г. Моделирование процесса измельчения в дробилках ударного действия. -Журнал «Вестник ИГЭУ», Вып. 2, 2006 г. , с.1-4.
7. Качанов Л. М. Основы механики разрушения. — М.: Наука, 1974. — 312 с.
8. Веденяпин Г.В. Общая методика экспериментального исследования и обработки опытных данных. М. «Колос» 1967 212 с.

## ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА ЗАБОЙНЫХ КОНВЕЙЕРОВ

**Казаченко Г.В., Басалай Г.А., Русак А.О., Элясов М.А.**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск*

*Рассмотрены эксплуатационные показатели скребковых конвейеров при их использовании в составе очистных комплексов в подземных горных выработках. Приведена методика расчета забойного конвейера.*

Конвейеризация транспорта в шахтах осуществляется, в основном, тремя типами конвейеров: скребковыми, ленточными и пластинчатыми. На выбор типов конвейеров, их конструкций и параметров, решающее влияние оказывают условия работы и требования, которые предъявляются к конвейерному транспорту при эксплуатации в угольных и рудничных шахтах. Скребковые конвейеры в настоящее время являются, по существу, единственным типом забойного конвейера, применяемого при принятой в рудничных шахтах системе разработки длинными столбами (лавами). Они наиболее технологично вписываются в забойный механизированный комплекс.

Современный забойный конвейер комплексно-механизированной лавы обеспечивает:

- транспортирование горной массы из лавы и подачу ее на последующие транспортные средства;
- поддерживание и направление комбайна в процессе его перемещения;
- перемещение конвейера совместно с комбайном посредством воздействия комплекса крепи на место нового рабочего хода;
- направление передвижения секций механизированной крепи, сохраняя постоянство шага секций по длине лавы;
- защиту от возможных перегрузок.

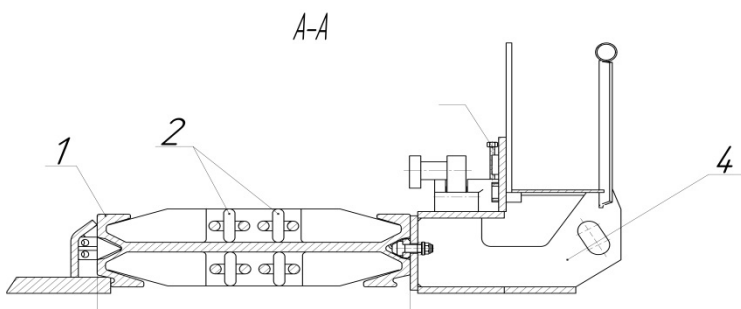
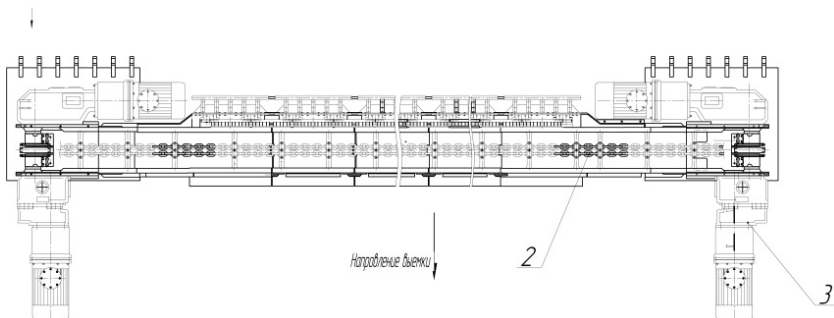
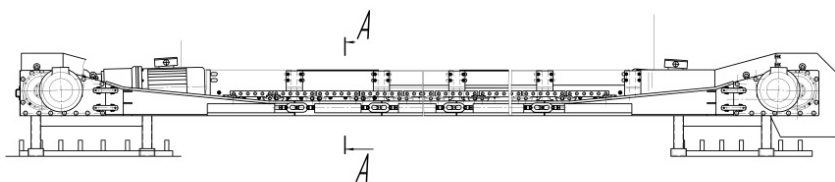
Скребковый конвейер (Рис.1), как правило, включает в себя: - цепной тяговый орган со скребками; - рештачный став; -навесное оборудование; -приводные и натяжные станции.

Навесное оборудование служит для системы подачи комбайна, связи конвейера с секциями крепи и ряда других функций.

Рештачные ставы забойных конвейеров состоят из рештаков, связь между которыми осуществляется болтами или резьбовыми стержнями, и допускает небольшие повороты рештаков относительно друг друга.

Как рештачный став, так и тяговые цепи, а также приводы конвейера работают в условиях больших и изменяющихся нагрузок, что предъявляет к ним особые требования, которые необходимо учитывать при проектировании конвейеров.





*Рисунок 1. Забойный конвейер*

- 1 – решетчатый став; 2 – тяговые цепи со скребками;  
3 – приводные станции; 4 – навесное оборудование.

Рис.1. Схема забойного скребкового конвейера

### **Исследования и некоторые результаты**

Основная особенность забойных скребковых конвейеров, как механических систем, заключается в том, что они представляют собой механические системы переменной массы. Причем при поступлении массы на конвейер последняя приобретает поступательную скорость равную скоро-

сти конвейера. Поэтому тяговое усилие цепей конвейера можно представить в виде:

$$P_T = P_{mp} + P_g + P_u + P_{xx} + P_T^* , \quad (1)$$

где  $P_{mp}$  - сила трения перемещаемой породы о став конвейера;

$P_g$  - составляющая силы тяжести при работе конвейера на наклонных к горизонту лавах;

$P_u$  - инерционная сила, как следствие разгона поступающей на конвейер горной массы;

$P_T^*$  - часть тягового усилия, возникающего от изменения массы передвигаемой породы;

$P_{xx}$  - усилие холостого хода.

Для определения составляющих тягового усилия, связанных с величиной массы породы, перемещаемой конвейером, воспользуемся теоремой об изменении количества движения применительно к перемещающимся элементам конвейера.

$$P_T^* = \frac{d(m\mathcal{G}_k)}{dt} , \quad (2)$$

где  $m$  – масса перемещающихся элементов конвейера;

$\mathcal{G}_k$  - скорость их перемещения, равная скорости конвейера.

Передвигаемая масса состоит из двух частей:

$$m = m_k + m_n , \quad (3)$$

где  $m_k$  – масса подвижных частей конвейера,

$m_n$  – масса передвигаемой породы.

Учитывая, что масса породы на конвейера изменяется, имеем

$$\frac{d(m\mathcal{G}_k)}{dt} = \frac{dm}{dt} * \mathcal{G}_k + m * \frac{d\mathcal{G}_k}{dt} , \quad (4)$$

При постоянной стационарном режиме работы очистного комбайна:

$$\frac{d\mathcal{G}_k}{dt} = 0 , \quad (5)$$

Тогда в соответствии с формулой (1) тяговое усилие цепей конвейера

$$P_T = P_{mp} + P_g + P_u + P_{xx} + \rho * Q * \mathcal{G}_k ,$$

Так как  $m_k = const$ ,

$$a \frac{dm_k}{dt} = \frac{dm_k}{dt} = \rho * Q , \quad (6)$$

где  $Q$  – объемная производительность конвейера,

$\rho$  - плотность перемещаемой конвейером горной массы.

Сила трения породы о желоб:

$$P_{\text{тп}} = m_n * g * \cos \varphi * f, \quad (7)$$

где  $\varphi$  – угол наклона конвейера;

$f$  – коэффициент трения породы о желоб.

Масса передвигаемой конвейером породы изменяется и зависит от длины его загруженной части.

$$m_n = \int_0^l \rho * F * d\ell, \quad (8)$$

где  $F$  – площадь поперечного сечения слоя породы на конвейере;

$l$  – длина загруженной части.

В предельном случае  $l$  равна длине лавы  $L_x$

Так как  $Q = F * v_k$ , то  $F = \frac{Q}{v_k}$  и при полностью загруженном конвейере:

$$m_n = \int_0^{L_x} \rho * \frac{Q}{v_k} * d\ell = \rho * \frac{Q}{v_k} * L_x. \quad (9)$$

Таким образом, предельная сила трения

$$P_{\text{тп}} = f * \rho * g * \frac{Q}{v_k} * L_x * \cos \varphi, \quad (10)$$

Сила, необходимая для сообщения кинетической энергии поступающей на конвейер горной массе, может быть найдена из выражения:

$$P_u = \frac{N_k}{v_k}, \quad (11)$$

где  $N_k = \frac{dT}{dt}$  – мощность, необходимая для сообщения кинетической энергии породе, поступающей на конвейер.

Запишем выражение для вычисления  $T$ :

$$T = \frac{1}{2} * m_n * v_k^2, \quad (12)$$

где  $T$  – кинетическая энергия, приобретаемая горной массой, поступившей на конвейер.

$$\text{Учитывая теперь, что } \frac{dm_n}{dt} = \rho * Q, \quad (13)$$

и принимая во внимание постоянство скорости конвейера, имеем

$$\frac{dT}{dt} = \frac{1}{2} * \rho * Q * v_k^2 = N_k, \text{ а} \quad (14)$$

$$P_u = \frac{\rho * Q * v_k}{2}, \quad (15)$$

Тогда окончательно тяговое усилие цепей конвейера при его полной загрузке:

$$P_T = L_x * \rho * g * \frac{Q}{v_k} * (f + \sin \varphi) + \frac{3}{2} * \rho * Q * v_k + P_{\text{тп}}. \quad (16)$$

Учитывая то, что производительность конвейера равна производительности комбайна можно записать

$$Q = B * H * v_n * K_P, \quad (17)$$

где  $\kappa_p$  – коэффициент разрыхления породы режущим органом комбайна,

$\mathcal{G}_n$  – скорость подачи комбайна,

$B$  – ширина захвата.

$H$  – мощность пласта породы, вынимаемого комбайном.

Подстановка выражения (17) в выражение (16) дает возможность оценить влияние скорости комбайна на тяговое усилие конвейера. Действительно, в этом случае

$$P_T = L_n \cdot \rho \cdot g \cdot \frac{\mathcal{G}_n}{\mathcal{G}_k} \cdot \kappa_p \cdot (f + \sin \varphi) + \frac{3}{2} \cdot \rho \cdot B \cdot H \cdot \mathcal{G}_n \cdot \kappa_p \cdot \mathcal{G}_k + P_{\text{эл}} \quad , \quad (18)$$

Это соотношение показывает, что тяговое усилие зависит от скорости подачи комбайна, а также свойств самой горной массы и скорости самого конвейера. На рис. 2. приведены зависимости, иллюстрирующие влияние некоторых факторов на это усилие.

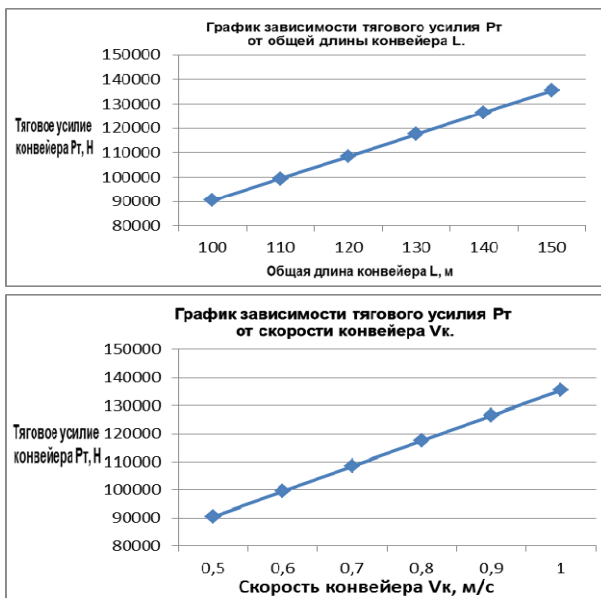


Рис. 2. Влияние скорости конвейера и длины лавы на тяговое усилие

Литература:

1. Морев, А.Б. Горные машины для калийных рудников / Морев А.Б., Смичник А.Д., Казаченко Г.В. -Минск: Интегралполиграф, 2009. -543с.

## **МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ДЕЙСТВИТЕЛЬНЫХ РЕЖИМНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПНЕВМОТРАНСПОРТА ИЗМЕЛЬЧЕННОГО ТОРФА**

**Петренко С.М.**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск*

*Предложена методика численного определения действительных режимных параметров процесса пневмотранспорта измельченного торфа по расходным. Методика позволяет определить такие важные для технологии действительные параметры как истинная концентрация торфяных частиц в потоке аэросмеси, действительные скорости воздуха и материала и относительное скольжение воздушной и твердой фаз.*

Под режимными параметрами процесса пневмотранспорта сыпучих материалов понимаются факторы, изменение которых приводит к соответствующему изменению потерь давления на единице длины пневмотранспортного трубопровода. Анализ результатов теоретических и экспериментальных исследований показывает, что к ним относятся: физические свойства, состояние и расход несущей воздушной фазы, массовая расходная концентрация или производительность по транспортируемому материалу, размерно-плотностные и аэродинамические характеристики транспортируемых частиц, а также геометрические размеры трубопровода и угол наклона его к горизонту.

В соответствии с физической моделью регулирования силового взаимодействия в потоке аэросмеси [1] изменение любого режимного параметра или их совокупности вызывает изменение условий взаимодействия в объеме аэросмеси поверхностных, массовых и инерционных сил, что приводит к переходу к режиму течения с другим значением истинной объемной концентрации материала и другими потерями давления на пневмотранспорт.

Учет влияния всех режимных параметров на силовое взаимодействие в потоке аэросмеси возможен при описании ее движения как течения двухфазной гетерогенной среды с использованием действительных режимных параметров - истинной концентрации транспортируемого материала и действительных (с учетом стеснения поперечного сечения трубопровода частицами материала) скоростей несущей воздушной и твердой фаз [2]. Однако экспериментальное определение истинной объемной концентрации для определения действительных скоростей воздушной и твердой фаз достаточно сложно в отличие от регистрации так называемых расходных режимных параметров - приведенных (отнесенных ко всему поперечному сечению трубопровода) скоростей воздуха и витания частиц материала и расходной массовой концентрации.

В данной работе представлена методика численного определения действительных режимных параметров вертикального пневмотранспорта

измельченного торфа по известным из опыта перепаду давлений на участке пневмотранспортного трубопровода и расходным параметрам. Методика основывается на математической модели [3] процесса пневмотранспорта измельченного торфа при установившемся режиме.

Уравнения неразрывности воздушной и твердой фаз:

$$Q_v = (1-c)\rho_v g_v S, \quad (1)$$

$$Q_m = c\rho_m g_m S, \quad (2)$$

где  $Q_v$  и  $Q_m$  - массовые производительности соответственно по воздуху и по измельченному торфу;

$c$  - истинная объемная концентрация торфяных частиц в объеме аэро-смеси;

$\rho_v$  и  $\rho_m$  - плотности соответственно воздушной и твердой фаз;

$S$  - площадь поперечного сечения трубопровода;

$g_v$  и  $g_m$  - действительные (с учетом стеснения поперечного сечения трубопровода частицами материала) скорости воздуха и торфяных частиц.

Уравнения движения воздушной и твердой фаз:

$$\frac{\Delta p}{L} = \rho_v g \sin \alpha + \lambda_v \rho_v \frac{g_v^2}{2D} - \frac{c}{1-c} \rho_m F_{вз}, \quad (3)$$

$$\frac{\Delta p}{L} = \rho_m g \sin \alpha + \lambda_m \rho_m \frac{g_m^2}{2D} - \rho_m F_{вз}, \quad (4)$$

где  $\Delta p$  - перепад давления на длине  $L$  участка пневмотранспортного трубопровода с вполне установившимся течением аэро-смеси;

$g$  - ускорение свободного падения;

$\lambda_v$  - коэффициент сопротивления воздушной фазы;

$\lambda_m$  - коэффициент сопротивления перемещению частиц твердой фазы;

$\alpha$  - угол наклона трубопровода к горизонту;

$F_{вз}$  - отнесенная к единице массы сила аэродинамического взаимодействия несущей среды и твердых частиц.

Уравнение состояния воздушной фазы при допущении об изотермическом процесс расширения воздуха:

$$\frac{P_0}{\rho_0} = \frac{P}{\rho_v}, \quad (5)$$

где  $\rho_0$  - плотность воздуха в сечении трубопровода с давлением  $P_0$ .

Среднее по длине участка  $L$ , на котором измеряется перепад давления  $\Delta p$ , давление воздуха

$$p_{cp} = 2,3 p_H \lg \left( \frac{p_H}{p_K} \right) / \left( \frac{p_H}{p_K} - 1 \right), \quad (6)$$

где  $p_H$  и  $p_K$  – соответственно давление в начале и конце участка, на котором измеряется перепад давления, и расчетная плотность воздуха

$$\rho_{\epsilon} = \rho_{\text{вк}} (p_{cp} / p_K), \quad (7)$$

где  $\rho_{\text{вк}}$  - плотность воздуха при давлении  $p_K$ .

После последовательного исключения из уравнений (3) и (4)  $F_{\text{вз}}$ , затем  $\Delta p/L$  они приводятся к виду:

$$\frac{\Delta p}{L} = ((1-c)\rho_{\epsilon} g + c\rho_M g) \sin \alpha + (1-c)\lambda_{\epsilon} \rho_{\epsilon} \frac{g^2}{2D} + c\lambda_M \rho_M \frac{g_M^2}{2D}, \quad (3')$$

$$g(\rho_M - \rho_{\epsilon}) \sin \alpha - \lambda_{\epsilon} \rho_{\epsilon} \frac{g^2}{2D} + \lambda_M \rho_M \frac{g_M^2}{2D} - \rho_M \frac{F_{\text{вз}}}{(1-c)} = 0. \quad (4')$$

Из последнего уравнения можно выразить  $\lambda_M$ :

$$\lambda_M = 2 \frac{D}{g_M^2} \frac{F_{\text{вз}}}{(1-c)} - 2 \frac{gD}{g_M^2} \left(1 - \frac{\rho_{\epsilon}}{\rho_M}\right) \sin \alpha + \lambda_{\epsilon} \frac{\rho_{\epsilon}}{\rho_M} \frac{g^2}{g_M^2}.$$

С учетом выражения для силы межфазного взаимодействия:

$$F_{\text{вз}} = g \frac{(\mathcal{G}_{\epsilon} - \mathcal{G}_M) Abs(\mathcal{G}_{\epsilon} - \mathcal{G}_M)}{g_s^2}, \quad (8)$$

где  $\mathcal{G}_s$  - действительная (с учетом стеснения потока частицами транспортируемого материала) скорость витания

$$\mathcal{G}_s = \mathcal{G}_{sn} (1-c)^3 (1 - (d_s / D)^2)^{\frac{3}{2}}, \quad (9)$$

$\mathcal{G}_{sn}$  - определяемая по методике [4] приведенная (т. е. без учета стеснения потока) скорость витания;

$d_s$  – эквивалентный диаметр торфяных частиц, получим

$$\lambda_M = 2 \frac{gD (\mathcal{G}_{\epsilon} - \mathcal{G}_M) Abs(\mathcal{G}_{\epsilon} - \mathcal{G}_M)}{g_M^2 (1-c)} - 2 \frac{gD}{g_M^2} \left(1 - \frac{\rho_{\epsilon}}{\rho_M}\right) \sin \alpha + \lambda_{\epsilon} \frac{\rho_{\epsilon}}{\rho_M} \frac{g^2}{g_M^2} \quad (10)$$

Действительная скорость воздуха определяется по известной из опыта приведенной (отнесенной ко всему поперечному сечению трубопровода) скорости  $V_g = 4Q_g / \pi D^2 \rho_g$ :

$$g_g = V_g / (1 - c) \quad (11)$$

Действительная скорость материала определяется по известной из опыта массовой производительности по материалу

$$g_m = \frac{4Q_m}{\pi D^2 \rho_m c} \quad (12)$$

Коэффициент  $\lambda_g$  сопротивления воздушной фазы определяется по эмпирическим зависимостям вида  $\lambda_g = f(Re)$ , где  $Re = g_g D \rho_g / \eta$  - критерий Рейнольдса;  $\eta$  - динамическая вязкость воздуха.

Алгоритм определения действительных режимных параметров по расходным следующий. Используются получаемые обычно в экспериментах зависимости  $\Delta p/L = f(V_g)$  при известной производительности по материалу  $Q_m$  или зависимости  $\Delta p/L = f(\mu)$  при постоянной приведенной скорости воздуха  $V_g$  ( $\mu = Q_m / Q_g$  - массовая расходной концентрация).

По известным степени разложения, степени механической переработки, влажности и гранулометрическому составу образца фрезерного торфа определяются значения  $d_v$ ,  $\rho_m$  и  $g_m$  по эмпирическим зависимостям, приведенным в [4].

Среднее по длине  $L$  участка трубопровода давление и соответствующая этому давлению плотность воздуха определяются по известным значениям  $(\Delta p/L)_{оп}$  по зависимостям (6) и (7).

Для каждой опытной точки определяются пары значений  $(\Delta p/L)_{оп}$  и  $V_g$ . При известном  $Q_m$  для этих значений циклическими итерациями с изменением истинной объемной концентрации от  $c_{max}$  до  $c_{min}$  с заданным шагом  $dc$  по формулам (9), (11) и (12) вычисляются действительные скорости витания, воздуха и материала. Затем по действительной скорости воздуха вычисляется значение  $Re$  и коэффициент  $\lambda_v$  сопротивления воздушной фазы.

Полученные значения используются для вычисления по (10) коэффициента  $\lambda_m$  сопротивления перемещению частиц твердой фазы. Далее вычисленные значения подставляются в (3) для определения расчетного значения  $(\Delta p/L)_p$  при текущем значении истинной концентрации. Расчетное значение  $(\Delta p/L)_p$  сравнивается с опытным  $(\Delta p/L)_{оп}$ . Если абсолютное значение разности расчетного и опытного значений  $|(\Delta p/L)_p - (\Delta p/L)_{оп}|$  превышает заданную погрешность вычислений  $\delta$ , текущее значение истинной объемной концентрации уменьшается на величину шага  $dc$  и вычисления продолжают-



ся. Если текущее значение истинной объемной концентрации достигло  $c_{min}$  и условие  $|(\Delta p/L)_p - (\Delta p/L)_{оп}| \leq \delta$  не выполнилось, итерации повторяются с уменьшенным шагом  $dc$  до выполнения условия.

Значение истинной объемной концентрации, при котором выполняется условие  $|(\Delta p/L)_p - (\Delta p/L)_{оп}| \leq \delta$ , удовлетворяет уравнениям (3) и(4) и соответствует реализуемой в данном конкретном случае пневмотранспорта совокупности режимных параметров.

По известному значению  $c$  и расходным параметрам можно определить действительные скорости воздуха и материала, влияние совокупности реализуемых в данном конкретном случае режимных параметров на величину коэффициента сопротивления перемещению торфяных частиц  $\lambda_m$ . Далее легко определяются все важные для понимания закономерностей процесса пневмотранспорта действительные параметры: относительная скорость и относительное скольжение воздушной и твердой фаз, сила их аэродинамического взаимодействия, которая является движущей при направленном перемещении торфяных частиц. Можно определить потери давления только на перемещение торфяных частиц и только воздуха, их вклад в суммарные потери давления.

Погрешность предложенной методики определения действительных режимных параметров по расходным прежде всего обусловлена погрешностями определения приведенной скорости витания полидисперсной смеси торфяных частиц, а также приведенной скорости воздушной фазы и давления, т. к. погрешность расчета может быть задана сколь угодно малой.

#### Литература

1. Петренко, С.М. Формирование режимов движения аэросмеси при пневмотранспорте сыпучих материалов/ С.М.Петренко // Машины и технология торфяного производства. – Минск: Вышэйшая школа, 1987. – Вып.16. –С.73-77.
2. Петренко, С.М. Уравнения движения двухфазной среды в пневмотранспортном трубопроводе / С.М.Петренко // Проблемы технологии и механизации разработки месторождений полезных ископаемых: сб. науч. тр. Междунар. научно – техн. конф., Минск, 20 -23 февраля 2009 г. / Часть 1. –Минск, 2009. –С. 106 – 109.
3. Петренко С. М. Математическая модель установившегося режима пневмотранспорта измельченного торфа / С.М.Петренко // Процессы и средства добычи и переработки полезных ископаемых: сб. науч. тр. МНТК, Минск, 17 -20 апреля 2012 г. / Минск, 2012. –С. 243 – 247.
4. Кислов, Н.В. Аэродинамика измельченного торфа / Н.В. Кислов / под. ред. И.И. Лиштвана. – Минск: Наука и техника, 1987. -175 с.

## ДЕЙСТВИТЕЛЬНЫЕ РЕЖИМНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ВЕРТИКАЛЬНОГО ПНЕВОТРАНСПОРТА ИЗМЕЛЬЧЕННОГО ТОРФА

Петренко С.М.

Белорусский национальный технический университет, г. Минск

*Численно определены важные для технологии и понимания физической сущности процесса пневмотранспорта измельченного торфа действительные режимные параметры – истинная концентрация торфяных частиц в аэросмеси, действительные скорости воздушной и твердой фаз. Получены зависимости действительных режимных параметров от легко регистрируемых расходных параметров – приведенной скорости воздуха и производительности по транспортируемому материалу.*

Действительные режимные параметры процесса вертикального пневмотранспорта фрезерного торфа определялись из экспериментальных данных, приведенных в [1] в виде зависимостей перепада давления от приведенной (отнесенной ко всему поперечному сечению трубопровода) скорости воздуха  $\Delta p/L = f(V)$  в трубопроводах различных диаметров при различных производительностях  $Q_m$  по транспортируемому материалу. Характерный вид зависимостей  $\Delta p/L = f(V)$  представлен на рис. 1.

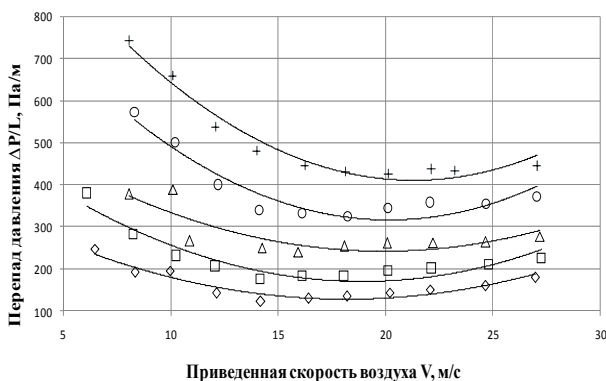


Рис. 1.

Действительные режимные параметры определялись по методике, изложенной в материалах доклада «Методика определения действительных режимных параметров пневмотранспорта измельченного торфа» (в настоящем сборнике).

Для оценки влияния на действительные режимные параметры производительности  $Q_m$  при фиксированных значениях скорости воздуха экспериментальные зависимости  $\Delta p/L = f(V)$  аппроксимировались полинома-

ми (величина достоверности аппроксимации  $R^2 = 0,895..0,964$ ). Значения  $\Delta p/L$  для ряда значений приведенной скорости воздуха  $V$  вычислялись по аппроксимирующим уравнениям при разных значениях  $Q_m$ .

С увеличением приведенной скорости воздуха при постоянном значении  $Q_m$  соответственно увеличиваются действительные скорости воздуха  $V_v$ , материала  $V_m$ , относительная скорость  $V_{ot} = V_v - V_m$  и действительная скорость витания  $V_s$ . Характер изменения этих скоростей при пневмотранспорте фрезерного торфа в трубопроводе диаметром  $D = 80$  мм при  $Q_m = 1$  кг/с представлен на рис. 2.

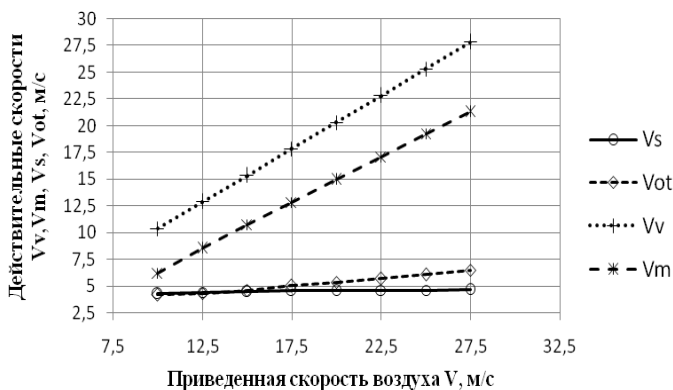


Рис. 2.

Устойчивое направленное перемещение торфяных частиц вверх реализуется при приведенных скоростях воздуха, соответствующих условию  $V_{ot} > V_s$  (правые ветви кривых  $\Delta p/L = f(V)$  на рис. 1. Разность скоростей  $V_{ot} - V_s$  возрастает с увеличением  $V$  из-за увеличения торможения торфяных частиц вследствие более интенсивного взаимодействия их со стенками трубопровода при более высоких скоростях воздуха.

Движущей силой при вертикальном пневмотранспорте является сила аэродинамического взаимодействия  $F_{вз}$  между несущей воздушной средой и торфяными частицами. Величина этой силы, отнесенная к единице массы, в области устойчивого транспортирования торфяных частиц вверх (правые ветви кривых  $\Delta p/L = f(V)$  на рис.1. превышает минимально возможное для режима «витания» частиц с вертикальной скоростью  $V_m = 0$  значение 9,81 Н.

С увеличением приведенной скорости воздуха  $V$  сила аэродинамического взаимодействия  $F_{вз}$  также возрастает за счет увеличения отношения  $V_{ot}/V_s$  (рис 3).

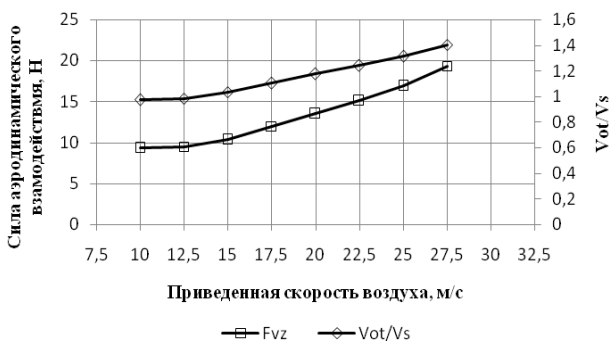


Рис. 3.

Истинная объемная концентрация  $c$  торфяных частиц в объеме аэросмеси при  $Q_m = \text{const}$  снижается с увеличением  $V$ , а коэффициент относительного скольжения фаз  $\varepsilon = V_m/V_v$  возрастает (рис. 4).

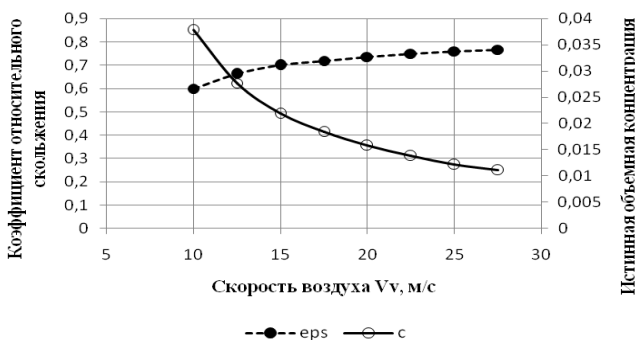


Рис. 4.

Увеличение  $V_v = V(1 - c)$  при возрастании  $V$  и соответствующем ему уменьшении истинной объемной концентрации объясняется незначительным уменьшением  $c$  на фоне более существенного увеличения приведенной скорости  $V$ .

Влияние приведенной скорости воздуха  $V$  и производительности по материалу  $Q_m$  на истинную объемную концентрацию в вертикальном трубопроводе диаметром  $D = 53$  мм показано на рис. 5.

На рис. 6 представлен характер зависимости коэффициента относительного скольжения компонент от приведенной скорости воздуха  $V$  и производительности по материалу  $Q_m$ .

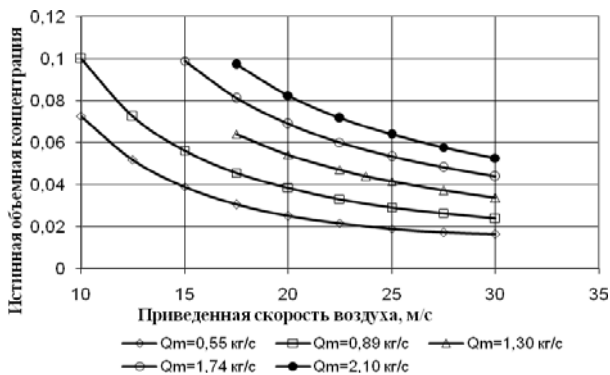


Рис. 5.

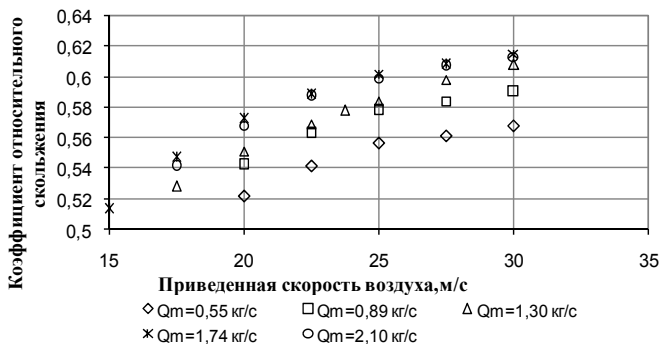


Рис. 6.

Анализ влияния на величину коэффициента сопротивления перемещению материала  $\lambda_m$  (на диаграмме обозначен  $L_m$ ) действительных режимных параметров (относительной скорости фаз и скорости витания, скорости материала, истинной объемной концентрации, диаметра трубопровода и плотности торфяных частиц) показал следующее. Коэффициент  $\lambda_m$  отражает влияние совокупности реализуемых в каждом конкретном случае пневмотранспорта измельченного торфа действительных режимных параметров и не может использоваться в качестве константы, характеризующей измельченный торф. Целесообразно использовать для определения  $\lambda_m$  критериальные зависимости, учитывающие влияние всех действительных режимных параметров.

Наиболее существенно  $\lambda_m$  зависит от соотношения  $V_{of}/V_s$  относительной скорости воздушной и твердой фаз и действительной скорости витания.

Характерный вид зависимостей  $\lambda_m = f(V)$  при различных значениях  $Q_m$  для условий взвешенного транспортирования одного из образцов измельченного торфа представлен на рис. 7.

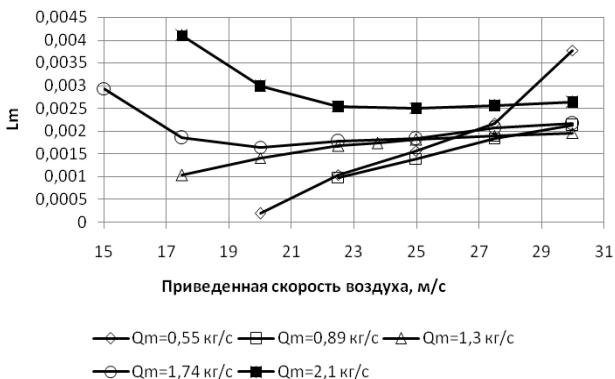


Рис. 7.

Для каждой конкретной совокупности реализуемых режимных параметров существуют значения истинной объемной концентрации  $c_{min}$  и коэффициента относительного скольжения  $\varepsilon_{min}$ , при которых затраты энергии на пневмотранспорт минимальны.

Характерный вид зависимости  $\Delta p/L = f(c)$  при пневмотранспорте фрезерного торфа в трубопроводе диаметром  $D = 80$  мм при  $Q_m = 1$  кг/с представлен на рис. 8.

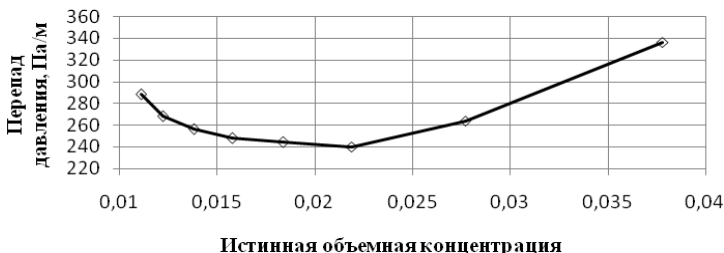


Рис. 8.

На рис.9 представлен характерный вид зависимости  $\Delta p/L = f(\varepsilon)$  для тех же режимных параметров (фрезерный торф, диаметр трубопровода  $D = 80$  мм,  $Q_m = 1$  кг/с).

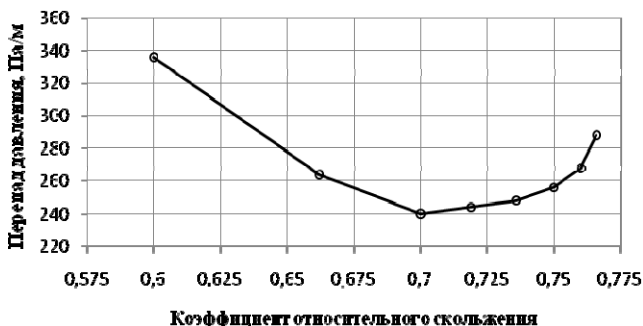


Рис. 9.

Потери давления на пневмотранспорт  $\Delta p/L$  являются суммой потерь давления на перемещение материала  $dp_m/dL$  и потерь давления на перемещение воздуха  $dp_v/dL$ .

При известных действительных режимных параметрах они могут быть определены по отдельности.

Согласно [2], потери давления на перемещение материала

$$\left(\frac{\Delta p}{L}\right)_m = c\rho_m g \sin \alpha + c\lambda_m \rho_m \frac{g_m^2}{2D}, \quad (1)$$

и потери давления на перемещение воздуха.

$$\left(\frac{\Delta p}{L}\right)_v = c\rho_m g \sin \alpha + c\lambda_m \rho_m \frac{g_m^2}{2D}, \quad (2)$$

На рис. 10 представлены зависимости  $\Delta p/L = f(V)$ ,  $dp_v/L = f(V)$  и  $dp_m/L = f(V)$  для одного из образцов фрезерного торфа со средним диаметром частиц  $d = 18$  мм и плотностью частиц  $\rho_m = 845$  кг/м<sup>3</sup> при пневмотранспорте по трубопроводу.  $D = 80$  мм с  $Q_m = 1$  кг/с.

С увеличением приведенной скорости воздуха потери давления на перемещение торфяных частиц уменьшаются вследствие снижения их истинной концентрации в аэросмеси, а потери давления на перемещение несущей воздушной фазы увеличиваются. Поэтому наиболее эффективным по энергозатратам является процесс пневмотранспорта со скоростями

воздуха, при которых значение истинной объемной концентрации немного меньше  $C_{min}$ .

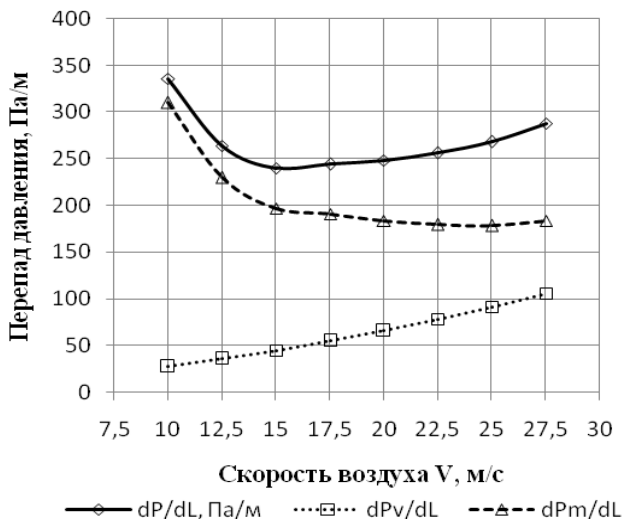


Рис. 10.

#### Литература

1. Бакшанский В. И. Исследование пневматического транспортирования измельченного торфа при повышенных концентрациях аэросмеси // Автореф. канд. дисс. / Минск, 1978. – 259 с.
2. Петренко, С.М. Уравнения движения двухфазной среды в пневмотранспортном трубопроводе / С.М.Петренко //Проблемы технологии и механизации разработки месторождений полезных ископаемых: сб. науч. тр. МНТК, Минск, 20 -23 февраля 2009 г. / Часть 1. –Минск, 2009. –С. 106 – 109.



УДК 622.01

## **ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЛИКВИДАЦИИ АВАРИЙ И ОСЛОЖНЕНИЙ ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПРИПЯТСКОГО БАССЕЙНА**

**Зайцев М.С., Долгих М.П., Басалай Г.А.**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск*

*Материал по технологическим особенностям ликвидации аварий и осложнений при бурении скважин представлен по результатам прохождения авторами работы производственных практик на буровых площадках на месторождениях нефти Припятского бассейна.*

Летом 2013 года автор работы Зайцев М.С. проходил производственно-технологическую практику на 1-ом Предречицком месторождении, где производилось бурение разведочной скважины на нефть и газ с помощью бурового станка «Ventec», с непосредственным предоставлением рабочего места помощника бурильщика (Рис.1).



Рис. 1. Общий вид буровой установки Ventec

По заданию на научно-исследовательскую работу проведен анализ технологических особенностей проведения процесса строительства скважины и дана оценка эксплуатационным факторам, влияющим на стабильность

выполнения графика бурения в соответствии с геолого-технологическим нарядом.

За время работы на буровой, происходили различные виды поломок и аварийных ситуаций. Это поглощения буровых и тампонажных растворов, нефтегазоводопроявления, выбросы пластовых флюидов с буровым раствором, прихваты бурильных и обсадных колонн, осыпи и обвалы горных пород. В проектах на строительство буровых скважин предусматриваются возможности и условия появления осложнений, разрабатываются мероприятия по их предотвращению и ликвидации. Но эти расчеты не всегда основаны на точной информации о горно-геологических условиях бурения.

Проходка разведочных скважин нередко проектируется по информационным данным о горных породах и пластовых флюидах, полученным по соседним площадям. Именно этим объясняется возникновение ситуаций, когда основные технологические параметры становятся несовместимыми с условиями бурения. Определенная часть осложнений переходит в аварии. Аварией считается нарушение непрерывности технологического процесса строительства скважины, требующее для его ликвидации проведения специальных работ, не предусмотренных проектом.

При бурении эксплуатационных и разведочных скважин самым распространенным и наиболее тяжелым видом аварии является **прихват бурильных и обсадных колонн**. Прихватом называют непредвиденное при бурении скважины нарушение процесса, которое характеризуется потерей подвижности колонны и не может быть ликвидировано при приложении допустимых нагрузок.

Допустимая величина натяжения для освобождения прихваченной бурильной колонны определяется из условия, что материал труб не может быть подвергнут напряжениям, равным пределу его текучести. Расчет допустимого натяжения  $P_{дон}$  производится по формуле:

$$P_{дон} = \sigma_T \cdot F / k ,$$

где:  $\sigma_T$  - предел текучести материала труб, кН;

$F$  - площадь поперечного сечения тела гладкой части бурильной трубы, м<sup>2</sup>;

$k$  - коэффициент запаса прочности, определяющий степень износа труб. Принимается равным 1,2-1,3.

В качестве признаков возможного прихвата колонны при движении в стволе скважины служат ее затяжки и посадки. Затяжка колонны возникает при подъеме в виде значительного увеличения нагрузки на крюке сверх собственного веса труб. Посадка инструмента происходит при его спуске и выражается в существенном снижении нагрузки на крюке, отмеченном гидравлическим индикатором веса (ГИВ). При прохождении сужений, желобных выработок, уступов иногда возникают ситуации, когда

колонна при технически допустимой разгрузке на крюке не идет вниз. Обычно прихват труб возникает не мгновенно, поэтому его можно предотвратить.

Прихваты бурильной колонны обвалившимися неустойчивыми породами.

Они характерны для интервалов, состоящих из глинистых пород, склонных к осыпям и обвалам, а также к пластическому течению. Из геологических факторов, способствующих потере устойчивости пород, следует отметить наличие в разрезе перемятых, трещиноватых, тектонически нарушенных пород, склонных к быстрому набуханию под действием фильтра буроугольного раствора.

**Технологические факторы** включают:

- низкое качество буроугольного раствора, прежде всего, большая величина фильтрации;
- несоответствие типа буроугольного раствора разбураемым горным породам;
- большие колебания давления промывочной жидкости в открытом стволе скважины, приводящие к поглощениям раствора и гидроразрывам пластов, следовательно, и к снижению уровня раствора и уменьшению противодавления на стенки скважины;
- длительное оставление вскрытых малоустойчивых отложений без крепления их обсадными трубами;
- механическое воздействие замковых соединений бурильной колонны на стенки скважины.

Признаки **осыпей** следующие:

- вынос во время циркуляции осколькоатого шлама, необработанного вооружением буровых долот;
- посадки и затяжки инструмента, недохождение долота до забоя из-за накопления осадка после проведения спуска колонны и наращиваний;
- некоторое повышение давления на насосах при углублении скважины и проработках ствола;
- интенсивный рост вязкости и содержания кусков породы в буроугольном растворе.

**Обвалы**, в отличие от осыпей, имеют более объемный характер. Признаки обвалов таковы:

- резкое повышение давления в нагнетательной линии, сопровождающееся иногда поглощением раствора или потерей циркуляции;
- большой интервал недохождения инструмента до забоя;
- малая скорость проработки ствола.

При прихвате инструмента бригада должна применить следующие методы по ликвидации:

- установка жидкостных ванн,
- встряхивание прихваченного участка колонны взрывом торпед;

- установка цементного моста и резка нового ствола;
- применение ударных механизмов;
- использование гидроимпульсного способа;
- обуривание или фрезерование прихваченного участка колонны;
- развинчивание бурильной колонии левым инструментом и подъем труб по частям;
- снижение уровня бурового раствора в стволе скважины;
- импульсно-волновое воздействие на трубы в зоне прихвата;
- использование испытателей пластов;
- расхаживание и проворот колонны ротором;
- восстановление циркуляции и промывка скважины;
- гидровибрирование колонны труб.

Наибольшая эффективность при освобождении инструмента достигается в том случае, когда выбор способа ликвидации соответствует природе прихвата, т.е. его разновидности. В этом случае исполнители работ для конкретного случая выбирают наиболее эффективный способ и намечают последовательность применения и чередования различных способов.

Первоначально должны быть применены способы, не требующие помощи буровой бригаде завозом дополнительных материалов и оборудования. Например, гидровибрирование буровыми насосами параллельно с расхаживанием и отбивкой колонны ротором, организация гидроимпульса, снижения давления в интервале прихвата понижением уровня в затрубном пространстве.

Вторым этапом плана работ будет реализация возможностей освобождения колонны без ее развинчивания над верхней границей прихвата, но с участием посторонних организаций (например, геофизиков) и доставкой дополнительных материалов (нефти, кислоты, ПАВ). Производится выбор из следующих способов: установка жидкостной ванны, встряхивание инструмента импульсно-волновой способ.

После выбора и применения наиболее эффективного метода, производится освобождение колонны от прихвата, выполняется СПО (поднятие всего инструмента), осмотр и устранение неисправностей, после всего спуск инструмента и продолжение бурения по заданным характеристикам.

За время прохождения производственной практики на производстве РУП «ПО Беларуснефть» Долгих М.П. в составе буровой бригады при использовании буровой установки ЗД-86 принимал непосредственное участие в ликвидации технологических осложнений в процессе строительства скважины 210 Осташковического месторождения (Рис. 2).

Оценка действий бригады по своевременному установлению причины отклонения от номинального режима работы буровой установки и

проведению последующих операций по ликвидации технологических осложнений приведены автором ниже по тексту.



Рис. 2. Бригада буровиков на рабочей площадке ЗД-86 выполняет спуско-подъемные операции

При вскрытии намеченного по геолого-технологическому наряду (ГТН) нефтяного пласта, произошло отклонение бурового става в зоне забоя и вскрытие водного соляного бассейна.

Факторы, предшествующие данному технологическому осложнению:

- Уменьшение крутящего момента и увеличение давления рабочей жидкости.
- Увеличенная проходка забоя и быстрая подачи исполнительного органа.
- Уменьшенный выброс шлама в зону очистки.
- Изменение химического и физического (плотности) состава буровой жидкости.

После вскрытия наблюдаются: отсутствие шлама в зоне очистки; увеличение давления буровой жидкости; полное изменение физико-химических свойств буровой жидкости;

**Работы по устранению осложнения:**

1. Производство каратажных работ;
2. Производство тампонажных работ забоя скважины;
3. Производство каратажных работ;

4. Проведение геолого-взрывных работ (определение наибольшей вероятности направление и ориентацию пласта);
5. Сборка и спуск отклоняющего клина буровой колонны и проведение кривильных работ (ориентация клина по азимуту и зинитному углу), спуск осуществляется на малой скорости;
6. Установка клина и его распорка;
7. Перекомпоновка буровой колонны;
8. Зарезание нового ствола скважина в обсадной трубе;
9. Установка уловителей разбуренной металлической стружки в зоне очистки бурового раствора;
10. Проведение кривильных работ става буровой колонны;
11. При окончании работ по зарезке, производится перекомпоновка КНБК и продолжение процесса бурения по ГТН.

После окончания названных технологических работ процесс бурения скважины происходит в оптимальном режиме.

При бурении скважины 210 Осташковического месторождения, также наблюдались **прихваты буровой колонны**, которые предписывались наблюдением параметров:

- увеличение крутящего момента на буровой колонне;
- циклическое изменение крутящего момента (нарастание и уменьшение крутящего момента);
- уменьшение осевой нагрузки (прихват буровой колонны и отсутствие линейного перемещение в малый период времени);
- изменение расхода буровой жидкости.

**Методы устранения осложнения** выполняются буровыми бригадами в соответствии с общепринятыми рекомендациями [1, 2]:

1. Затяжки и небольшие прихваты обычно ликвидируются путем расхаживания (многократное, чередующееся опускание и подъем колонны) и проворачивания ротором бурильной колонны;
2. Применяется кислотная ванна;
3. Если нефтяная (кислотная или водяная) ванна не дала положительных результатов, прибегают к сплошной промывке нефтью или водой.
4. Эффективным средством ликвидации прихватов различных типов является гидроимпульсный способ (ГИС).

После проведения данных работ по устранению осложнения процесс бурения восстанавливается в номинальный режим.

Литература:

1. Ильский А. Л., Миронов Ю.В., Чернобыльский А.Г. Расчет и конструирование бурового оборудования. Учеб. Пособие для вузов. -М.: Недра, 1985. – 452 с.
2. Бурение нефтяных и газовых скважин: Учебник для нач. проф. образования / Ю.В. Вадецкий. -М.: Издательский центр «Академия», 2003. - 352с.

УДК 622.647.2

## **ПРОДУКЦИЯ ЗАО «СОЛИГОРСКИЙ ИНСТИТУТ ПРОБЛЕМ РЕСУРСОБЕРЕЖЕНИЯ С ОПЫТНЫМ ПРОИЗВОДСТВОМ» ДЛЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ СТРАНЫ**

**Щерба В.Я., Конопляник И.А.**

*ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством»*

*Охарактеризована продукция ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством», представляющая собой горно-шахтное, подъемно-транспортное и горно-химическое оборудование для горных предприятий*

Начиная с 1964 года в Беларуси началось освоение Старобинского месторождения калийных солей. Долгое время необходимое горное оборудование приходилось закупать за рубежом: в России, Германии, Польше, Украине и в ряде других государств, так как в Беларуси отсутствовало его собственное производство. Условия разработки соляных руд Старобинского месторождения существенно отличаются от выемки большинства пластовых месторождений полезных ископаемых. Поэтому зачастую зарубежную технику приходилось адаптировать под себя. Исходя из этого организация собственного производства горно-шахтного и горно-перерабатывающего оборудования в ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством» позволила решить целый ряд проблем. Это и существенное снижение зависимости от импортных поставок, экономия валюты, снижение расходов на доставку и ремонт оборудования, создание дополнительных рабочих мест и многое другое.

Большое разнообразие применяемых на наших калийных рудниках горных машин для механизации очистных и проходческих работ ведущих мировых производителей позволяет оценить эффективность, определить перспективность направления при создании и модернизации горного оборудования для калийных рудников, разработать стратегию обеспечения ими потребности калийной промышленности на длительный период.

На предприятии ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством» постоянно ведутся научно-технические исследования и проектно-конструкторские работы, на базе которых организовано производство горно-шахтного и подъемно-транспортного оборудования различного типа, предназначенного для работы в подземных и наземных условиях. В ходе этих разработок решаются как технические, так и экономические задачи. Наиболее важные из них: снижение стоимости оборудования, его металло- и энергоемкости, уменьшение расходов на ремонт и обслуживание за счет повышения долговечности быстроизнашивающихся узлов и создания ремонтной базы, обеспечивающей их оперативную замену. При этом особое внимание уделяется

ресурсо- и энергосберегающей направленности производства, повышению качества и надежности машин и оборудования. Это позволило обеспечить производство многих видов горно-шахтного оборудования, а также средств автоматизации, отличающихся высокими технико-экономическими характеристиками, максимально приближенными к требованиям заказчика, и, в первую очередь, отечественных горных предприятий.

К основным видам выпускаемой продукции ЗАО относятся: комбайны проходческие, проходческие поддирочные, очистные, машины щеленарезные, экскаваторы шагающие, конвейеры скребковые, ленточные, катучие, винтовые, питатели скребковые, дозаторы, кратцер-краны стреловые, порталные и полупортальные, гидрокрепи, клетки и скипы шахтные, шкивы копровые, прессы валковые, дробилки, элеваторы, смесители, краны поворотные, лебедки буровые, комплексы оборудования для перевалки сыпучих материалов, линии по производству щебня, паркинги автоматизированные, грузоподъемное оборудование, теплозвукоизоляционные материалы. Многие примененные технические решения отличаются научной новизной и защищены более чем 270 патентами на изобретения и полезные модели Республики Беларусь, России и Украины.

Безусловно, большим достижением коллектива является разработка и серийное производство проходческого и очистного оборудования, технически сложного и дорогостоящего.

Комбайны проходческие серии ПКС и КРП (рис. 1) предназначены для проведения подземных горных выработок арочной формы площадью сечения от 8 до 8,9 м<sup>2</sup>, с углом наклона до 150 по соляным породам с реологической сопротивляемостью резанию до 450 Н/мм и производительностью по проходке до 0,28 м/мин, а по добыче до 4,7 т/мин.



Рис. 1. Комбайн проходческий серии КРП



Пролодческо-очистные комбайны КПО-10,5 (рис. 2), предназначены для пролодки подземных горных выработок овално-арочной формы сечения, высотой до 2,6 м, площадью сечения до 10,5 м<sup>2</sup>, и для разделки камер и выемки руды камерной системой. Его производительность - 5 т/мин



Рис. 2. Комбайн пролодческо-очистной КПО-10,5

Пролодческие комбайны избирательного действия (рис. 3) КИД-220, предназначены для проведения и ремонта ранее пройденных подземных горизонтальных и наклонных выработок различных форм сечения от 7,5 м<sup>2</sup> до 27 м<sup>2</sup>, а также для разделки в выработках сбоек, камер и ниш. Производительность комбайна – свыше 1,65 т/мин, максимальная высота выработки или камеры после ремонта - 4,84 м.



Рис. 3. Комбайн избирательного действия КИД-220

Машины врубовые баровые МВБ-140 (рис. 4) предназначены для нарезки компенсационных щелей под любым углом по периметру горизонтальных и наклонных до  $15^0$  подземных горных выработок, высотой от 2,6 до 3 м. Машина МВБ-140 производит нарезку компенсационных щелей врубовым баровым исполнительным органом, режущим элементом которого является цепь, движущаяся в жестком направляющем пазу бара. Ширина прорезаемой щели – 140 мм, глубина до 1,2 м, производительность – свыше 1,5 п. м/мин.



Рис. 4. Машина врубовая баровая МВБ-140

Благодаря внедрению в производство конструкторских разработок специалистов ЗАО усовершенствована конструкция машины врубовой баровой, по сравнению с зарубежными аналогами. Для работы на пластах, склонных к интенсивному пылеобразованию, в конструкции машины предусмотрена вентиляционная установка с направленной подачей воздуха в сторону зоны резания для обеспечения улучшенного обзора и снижения запыленности. Благодаря новой компоновке машины обеспечивается беспрепятственный обзор рабочей зоны машинистом, повысилась безопасность работы и в целом, улучшились условия его труда.

Машины землеройные шагающие серии МЗШ (рис. 5) вместимостью ковша  $6,5 \text{ м}^3$  при длине стрелы 45 м и  $11 \text{ м}^3$  при длине стрелы 70 м. Машина землеройная шагающая МЗШ-6,5/45 и МЗШ-11/70 – это полноповоротная электрическая землеройная машина с рабочим оборудованием типа драглайн на шагающем ходу. Она предназначена для копания грунтов, как на уровне, так и ниже или выше уровня стоянки, крепостью от I до IV категории включительно, при производстве вскрышных работ по бестранспортной схеме с укладкой породы в выработанное пространство или на борт разреза. Машина может применяться на открытых разрезах в

угольной промышленности, черной и цветной металлургии, промышленности строительных материалов, а также на строительстве каналов ирригационных систем и различных гидротехнических сооружений. Рабочее оборудование машины состоит из ковша, стрелы с подвеской, блоков управления. Ковш управляется тяговым и подъемным канатами, закрепленными на барабанах лебёдок. Для МЗШ разработана новая конструкция электропривода, построенного на модульном частотном преобразователе и асинхронных двигателях с короткозамкнутым ротором. Таким образом, обеспечена возможность перераспределения энергии между приводами (при сбросе энергии одним приводом другой ее потребляет, например, при спуске ковша и одновременном повороте платформы). КПД данной системы электропривода достигает 92,8 %. Потребление энергии снижено на 18-19 % по сравнению с приводом системы генератор-двигатель, кроме того, значительно снизился уровень шума и вибрации.



Рис. 5.  
Машина землеройная шагающая серии МЗШ

Коллективом ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством» разработано и освоено производство шахтных скипов для подъема руды по вертикальным стволам (оборудованным одно- и многоканатными подъемными установками); клетей одно- и двухэтажных для подъема людей и грузов; противовесов и соответствующих подвесных и прицепных устройств; шкивов копровых Ø 6 м для

скипового подъема и Ø 5 м для клетьевого подъема; армировка стволов. Призматические с неподвижным кузовом и донной разгрузкой скипы СН19, СН19,5 и СН35 вместимостью соответственно 19 м<sup>3</sup>, 19,5 м<sup>3</sup> и 35 м<sup>3</sup> позволяют осуществлять подъем руды с глубины более 900 м.

Разработаны и внедрены одноцепные и двухцепные скребковые конвейеры забойные КС-300 и штрековые КС-310, предназначенные для транспортирования крупнокускового материала (до 300 мм) по горизонтальным (в том числе криволинейным) и наклонным выработкам рудника. Указанные конвейеры могут применяться совместно с очистными комбайнами типа СЛ, гидромеханизированными крепями различных модификаций и другим горно-шахтным оборудованием.

Производится более 10 типов ленточных конвейеров, в т. ч. рудничных универсальных, панельных, магистральных, телескопических и солеотвальных. Улучшение эксплуатационных характеристик конвейеров достигнуто благодаря созданию и внедрению ряда новых технических решений. Разработаны и изготовлены конвейеры для транспортирования калийной руды с Краснослободского рудника на СОФ-2 (2 Рудоуправление), производительностью 2000 т/ч и протяженностью до 3,5 км. Они смонтированы в крытой галерее для защиты транспортируемого продукта от внешних воздействий. Из фабрик отходы обогащения транспортируются солеотвальными конвейерами и отвалообразователями в отвал (рис. 6).



Рис. 6. Солеотвальные конвейеры и отвалообразователи

ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством» изготавливает кратцер-краны производительностью до 1200 т/ч (рис. 7), а также комплексов по перегрузке и складированию сыпучих материалов, в том числе: станции разгрузки сыпучих продуктов из вагонов-минераловозов, хоппров, зерновозов производительностью до 1200 т/ч, включая маневровые устройства для перемещения до 12 железнодорожных вагонов одновременно; складские комплексы для сыпучих продуктов; конвейеры ленточные, скребковые и винтовые всех типов; эле-

ваторы ковшовые производительностью до 600 т/ч. Вышеуказанное оборудование успешно работает в портах Клайпеды, Николаева, Мозыря (речной), а также в ОАО «Беларуськалий» (складские комплексы). В целом номенклатура выпускаемого подъемно-транспортного оборудования превышает 40 наименований.



Рис. 7. Кратцер-кран порталный

Кроме горных машин и подъемно-транспортного оборудования в ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством» налажено производство горно-химического оборудования.

Установка для прессования и предварительного дробления хлористого калия, включающая пресс валковый (рис. 8), производительностью 65 т/ч, предназначенный для прессования мелкозернистого хлористого калия при производстве гранулированных удобрений.

Линия по производству комплексных *НПК*-удобрений представляет собой конвейерную систему, доставляющую со складов гранулы разного вида удобрений, смешивающую их в строго определенной пропорции, в зависимости от назначения, и фасующую в мягкие контейнеры.

Однако производство таких удобрений имеет ряд существенных недостатков. При смешивании гранул они сильно истираются друг о друга и об элементы винтового конвейера, а внесение в почву может быть неравномерным. Поэтому следующим шагом производства многокомпонентных сложных удобрений было производство удобрений сложного состава в одной грануле.

В настоящее время по заказу ОАО «Беларуськалий» разработана линия по производству сложных *НПК*-удобрений в одной грануле производительностью до 300 тыс. т в год.



а



б



в

Рис. 8. Пресс валковый (а), валок (б) и спрессованная плитка удобрения (в)

Например, для сложного удобрения, содержащего в одной грануле  $KCl$ , карбамид, аммофос и суперфосфат, спроектирована линия, содержащая технологическое оборудование, связанное транспортирующими механизмами. Исходные компоненты предварительно измельчают и подают в смеситель. Полученную в смесителе влажную шихту подогревают до температуры  $40-60^{\circ}$ , смешивают и подают шнековым загрузчиком во внутреннее пространство корпуса барабана-гранулятора, обеспечивая при этом равномерность и однородность потока. Заданная производительность барабана-гранулятора около  $85$  т/час. Она обеспечивается углом его наклона в сторону выгрузки, который выбирают в пределах от  $1$  до  $3^{\circ}$ . В барабане-грануляторе происходит окатывание исходной шихты в гранулы, которые поступают в барабан-сушилку, а затем в барабан-охладитель и в грохот. Крупную фракцию измельчают в дробилке. Переизмельченный материал вместе с мелкой фракцией возвращают в начало технологического процесса. Готовый продукт обрабатывают в барабане-кондиционере антислеживающим составом. Такое удобрение в каждой своей грануле содержит то количество компонентов, которое необходимо для конкретной сельскохозяйственной культуры.

Относительно новым направлением деятельности ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством» является диагностирование технических устройств, применяемых на опас-

ных производственных объектах, на которых ведутся горные работы, а также работы в подземных условиях: рудничные электротехнические изделия во взрывозащищенном исполнении и электрические части машин и механизмов во взрывозащищенном исполнении. Важное значение приобретает разработка, производство и внедрение систем управления конвейерным транспортом, горными машинами, оборудованием по переработке полезных ископаемых, а также автоматизации объектов любой сложности. Разработаны и внедрены: системы измерения горного давления, системы управления вальц-прессами; системы управления конвейерами; системы управления кратцер-кранами; компактные станции управления электроприводами проходческих и добычных комплексов во взрывозащищенном исполнении; взрывозащищенные трансформаторные подстанции.

Основным рынком сбыта продукции ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством» являются отечественные горные и другие предприятия: ОАО «Беларуськалий», РУП «Гранит», РУП «Белорусский цементный завод», РУП «Белорусский металлургический завод», РУП «МАЗ», РУП «Белгеология». Однако мы все увереннее заявляем о себе и на рынках России, Украины, Прибалтики, экспортируя подъемно-транспортное, проходческое, очистное оборудование и комплектующие.

## СОДЕРЖАНИЕ

### **РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

<b>Белогуб О.Ю.</b> Наличие нарушений в выемочном поле лавы и их влияние на характер вывалообразования пород кровли.....	5
<b>Борщевский С.В., Прокопенко Е.В.</b> Комплексный подход к формированию техногенных месторождений в угледобывающих регионах .....	10
<b>Кузнецов П., Борщевский С.В.</b> Использование когенерационных станций на загазованных шахтах Донбасса.....	16
<b>Березовский Н.И., Воронова Н.П., Грибкова С.М., Попко С.В., Рухля И.Е.</b> К вопросу обогащения сырья на основании математического планирования эксперимента.....	21
<b>Головин К.А., Сапронов И.В.</b> Закрепление неустойчивых горных пород методом перекрестной гидроструйной цементации..	29
<b>Головин К.А., Сапронов И.В.</b> Сравнение прочности закрепленного грунтобетонного массива для традиционной и перекрестной гидроструйной цементации .....	35
<b>Должиков П.Н., Ивлиева Е.О.</b> Исследование условий постановки и деформирования искусственного основания методом конечных элементов.....	39
<b>Альжанов М.К., Койлыбаев Ж.А.</b> Современное состояние открытой разработки рудных месторождений.....	46
<b>Кассихина Е.Г.</b> Оптимизация параметров стальных надшахтных копров многофункционального назначения.....	52
<b>Коновал С.В.</b> Повышение эффективности добычи нерудных строительных материалов на гранитных карьерах Украины.....	59
<b>Курехин Е.В.</b> К оценке производительности колесных погрузчиков при разработке вскрышных пород.....	62
<b>Масаев Ю. А., Мильбергер Н.В.</b> Исследование закономерности разрушения горной породы во врубе.....	68
<b>Мисников В.А., Шаманин А.В., Петровский Б.И., Тараканов В.А., Гарнишевский А.А.</b> К вопросу о построении комплексной системы мониторинга горного давления в лавах рудников Старобинского калийного месторождения.....	75
<b>Кродкевски Й., Вальчински А., Псюк М.</b> Контроль несущей способности забойной крепи с помощью беспроводной системы мониторинга давления FAMAC RSPC.....	81



<b>Поляков А.Л., Мисников В.А., Лутович Е.А., Ярмолинский В.К.</b> О необходимости перехода на двухуровневое анкерное крепление подготовительных выработок рудников Старобинского месторождения.....	88
<b>Мозговенко М.С., Пузанов Д.А.</b> Использование специальных выработок при демонтаже забойного оборудования в лавах с вынимаемой мощностью не более 1,5 м .....	93
<b>Назимко И.В., Цикра А.А.</b> Комплексное применение мероприятий по обеспечению устойчивости повторно используемых горных выработок на глубинах свыше 1000 метров.....	101
<b>Оника С.Г., Стасевич В.И., Халявкин Ф.Г., Семёнова М.В., Ганцовский Е.И.</b> Исследование и обоснование увеличения допустимых углов откосов рабочих уступов на месторождении цементного сырья «Коммунарское».....	108
<b>Пеев А.М., Воробьев А.В.</b> Влияние расположения инициаторов в скважине на проработку подошвы уступа и дробление горного массива.....	112
<b>Андреев Б.Н., Письменный С.В., Бровка Д.В.</b> Перспективы поддержания производственных мощностей шахт и карьеров Кривбасса.....	115
<b>Плескунова Г.В., Хорева С.А.</b> Рационализация технологии флотационного обогащения силвинитовых руд.....	120
<b>Поликарпова Н.Н.</b> Актуальность научного направления «биофизика горных пород».....	125
<b>Ремез Н.С., Вовк О.А., Вапничная В.В.</b> Вопросы прогнозирования и снижения опасности возникновения и развития динамических процессов в угольной промышленности.....	132
<b>Сахно И.Г., Молодецкий А.В., Исаенков А.А.</b> Лабораторные исследования свойств невзрывчатой саморасширяющейся смеси в твердой фазе при объемном нагружении.....	140
<b>Завьялова Е.Л., Шипика А.С., Скринецкая И.В.</b> Анализ эффективности применения глино-графитной смеси для теплопроводящих анкеров.....	146
<b>Соболевский Р.В.</b> Разработка методов предварительного прогнозирования, контроля и управления качеством блочного сырья на основе цифровой фотограмметрии.....	151
<b>Соколова С.С., Рожков В.Ф.</b> Уровень надежности как фактор работоспособности состояния системы теплоснабжения.....	157
<b>Столбченко Е.В.</b> Выбор вентиляционного режима для профилактики и тушения эндогенных пожаров.....	162

<b>Федотова С.А.</b> Течение сыпучего материала в сходящемся канале	165
<b>Бабец М.А., Халывкин Ф.Г.</b> Армирование фильтров скважин путем намораживания льда.....	168
<b>Шпургалов Ю.А., Багинский М.А., Бокшиц В.Н., Лойко В.В.</b> Способ оптимизации параметров технологии отработки участков шахтных полей с использованием модели горно-геологических характеристик месторождения.....	176
<b>Андреев Б.Н., Бровко Д.В., Хворост В.В.</b> Оценка риска надежности конструкций эксплуатируемых объектов горнопромышленного предприятия.....	180
<b>Белогуб О. Ю.</b> Предпосылки формирования вывалов пород кровли в очистных забоях глубоких шахт.....	190
<b>Курзо Б.В., Гайдукевич О.М.</b> Влияние процессов заиления водоемов на запасы и качество озерных вод Беларуси.....	195
<b>Гайко Г.И., Горбатова Л.А.</b> Крепь регулируемого сопротивления для магистральных горных выработок с высокой функциональной ответственностью.....	203
<b>Арутюнян А.В., Гречкин С.А., Гец А.К., Шпургалов Ю.А.</b> К вопросу организации совместных работ тоннелепроходческих механизированных комплексов и немеханизированных проходческих щитов.....	208
<b>Горбатова Е.А., Колесатова О.С., Колкова М.С., Тимошенко А.Е.</b> Технологическая минералогия текущих хвостовобогащения колчеданных руд.....	213
<b>Иванов Б.С., Бодуэн А.Я., Украинцев И.В.</b> О возможности применения методов гидрометаллургии для кондиционирования медных концентратов.....	218
<b>Иудин М.М.</b> Природное поле напряжений в массиве многолетнемерзлых горных пород.....	224
<b>Ковалевский В.Н., Дамбаев Ж.Г., Возгрин Р.А.</b> Оценка газодинамического взаимодействия взрыва зарядов при направленном разрушении.....	228
<b>Колесатова О.С., Усманов А.Р.</b> Производство маркшейдерских наблюдений за сдвижением земной поверхности на Октябрьском месторождении с применением спутниковых технологий...	231
<b>Кологривко А.А., Иголка Д.А., Лукша Е.М.</b> Методологический подход к исследованию влияния горного давления на стенки вертикальных шахтных стволов.....	234
<b>Журавков М.А., Шемет С.Ф., Кологривко А.А., Круподеров А.В., Коновалов О.Л.</b> Формирование солеотвала из галитовых отходов способом гидронамыва.....	246

<b>Копылов С.И.</b> Метод расчёта многослойной крепи ствола с учётом разномодульности горных пород и материала крепи.....	254
<b>Копылов А.Б., Харламов А.Е.</b> Методика прогнозирования технологических параметров разработки угольных пластов.....	259
<b>Лукша Е.М., Иголка Д.А., Иголка Е.Ю.</b> Камерно-столбовые системы разработки маломощных калийных пластов: технологические схемы, эффективность, возможность применения.	266
<b>Мухина А.С., Колесник Н.А., Козловский Г.И.</b> Мульда сдвижения при отработке лав по диагональным к простиранию пласта направлениям.....	272
<b>Ниязбекова Р.К., Жарылгасова Л.А., Абирова А.А.</b> Совершенствование технического контроля качества угля на шахте.....	278
<b>Пашкова О.В.</b> Сравнительный анализ напряженно-деформированного состояния ствола в период реконструкции при расчехке камер загрузочных устройств.....	283
<b>Пимоненко Л.И., Макеев С.Ю., Каргаполов А.А., Ткаченко А.В.</b> Применение теории фракталов при разработке диагностических критериев безопасного ведения горных работ в условиях Донбасса.....	287
<b>Плешко М.С., Вчерашняя Ю.В., Рожкова О.В.</b> Эффективные геотехнологии освоения подземного пространства.....	295
<b>Прокопов А.Ю., Прокопова М.В., Склепчук В.Л.</b> Исследование динамики газовыделения из дренажных рассолов при проходке вертикальных стволов в условиях рудников «Айхал» и «Удачный».....	298
<b>Рахимбеков С.М.</b> Адаптация в горном деле.....	303
<b>Семёнова М.В., Ганцовский Е.И.</b> Прогнозирование и оперативный анализ устойчивости откосов уступов и бортов карьеров	310
<b>Соколовский В.В.</b> Оценка состояния сырьевой базы России...	313
<b>Тулубаева М.Ф., Горбатова Е.А., Колесатова О.С.</b> Геометризация качественных показателей для обеспечения рационального освоения медно-колчеданных месторождений.....	316
<b>Фролов А.А.</b> Применение энергетического подхода для оценки действия взрыва при разрушении скальных массивов горных пород.....	322
<b>Ягудина Ю.Р., Емельяненко Е.А.</b> Особенности вещественного состава и технологических свойств медно-цинково-колчеданных руд западно-озерного месторождения.....	326
<b>Кассихина Е.Г., Першин В.В., Бутрим Н.О.</b> Пути повышения промышленной безопасности эксплуатации стальных надшахтных копров.....	332

<b>Полозов Ю.А., Лазебник А.Ю., Ягодкин Ф.И.</b> Повышение надежности изоляции контрольно-стволовых скважин при проходке шахтных стволов на калийных месторождениях.....	336
--	-----

### ***КАДАСТР И ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ***

<b>Басова И.А., Иванова Е.Ю.</b> Особенности ведения единого государственного реестра объектов капитального строительства в переходный период.....	345
<b>Курехин Е.В.</b> Оценка земельных ресурсов при открытой разработке угольных месторождений с учетом снижения интенсивности изъятия земель.....	352
<b>Подшивалов В.П., Кузьмич В.А.</b> Анализ результатов применения метода наименьших квадратов для преобразования систем координат.....	360
<b>Сердюк А.С.</b> Концептуальные основы использования инвестиционной модели реструктуризации в условиях угольной отрасли Украины.....	367
<b>Устинова Е.А., Хвалей Н.Е.</b> О проблемах, возникающих при ведении государственного кадастра недвижимости на современном этапе.....	373
<b>Шульженко С.Н.</b> Геоинформационное моделирование и элементы бизнес-прогнозирования результатов организационной эффективности узлового строительства.....	379
<b>Куликов В.В.</b> Проблемы приграничных территорий сельских муниципальных образований.....	386
<b>Картунова С.О.</b> Развитие и области применения географических информационных систем.....	391

### ***ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ОБОРУДОВАНИЕ***

<b>Головин К.А., Сапронов И.В., Афонский И.В., Ковалев Р.А.</b> Разработка бурового инструмента для перекрестной гидроструйной технологии закрепления неустойчивых горных пород.....	397
<b>Горлов И.В., Полегаева Е.И.</b> Принятие решения по воздействию на техническое состояние технологической машины на основе использования агрегативной модели.....	400
<b>Казаченко Г.В., Нагорский А.В., Басалай Г.А., Шульдова С.Г., Ярмолинский В.К.</b> Условия выхода бурильной колонны в установившийся режим шнекового бурения.....	405
<b>Лукиенко Л.В., Исаев В.В.</b> К вопросу снижения контактных напряжений в зацеплении колесо-рейка в шахтных электровозах...	412
	509

<b>Таяновский Г.А., Ромашко Ю.В.</b> Выбор трактора для работы с оборудованием добычи кускового торфа .....	417
<b>Лукненко Л.В., Гальченко К.В.</b> Обоснование конструктивной схемы и системы допущений при разработке манипулятора для закрепления горной выработки при ее проходке.....	426
<b>Шибанов Д.А., Иванов С.Л., Звонарев И.Е.</b> Влияние факторов эксплуатации карьерных экскаваторов на их техническое состояние	430
<b>Давыдов Л.Р., Кислов Н.В.</b> Пневмоуборка фрезерного торфа из примятого расстила.....	434
<b>Казаченко Г.В., Басалай Г.А., Ефимович В.А. Неверовская Я.Б.</b> Исследование некоторых вопросов статической устойчивости горных машин на шагающем движителе.....	437
<b>Басалай Г.А., Лютко Г.И., Казаченко Г.В.</b> Оценка энергоемкости резания горной породы с помощью экспериментальной установки типа динамометрического сверла.....	444
<b>Пивнев В.А., Юнгмейстер Д.А., Лавренко С.А., Исаев А.И.</b> Шумовые и вибрационные характеристики пневмоперфоратора с ударной системой «поршень-боек-инструмент».....	449
<b>Юнгмейстер Д.А., Лавренко С.А., Исаев А.И.</b> Использование сменных исполнительных органов комплекса для проведения специальных выработок в шахтах «Метрострой» СПб.....	454
<b>Пушкарев А.Е., Колесников В.В., Чеботарев П.Н.</b> Расширение области применения породоразрушающего инструмента для машин горизонтально направленного бурения.....	457
<b>Basalay I.A., Pavlovskaya L.F.</b> Technology of creation of composite materials for manufacturing high-loaded equipment and tool.....	461
<b>Медведева О.Н.</b> Оптимизация потерь давления в распределительных газопроводах.....	464
<b>Таяновский Г.А., Худайназаров К.</b> Проектная оценка измельчения калийной руды в ударно-центробежных дробилках.....	468
<b>Казаченко Г.В., Басалай Г.А., Русак А.О., Элясов М.А.</b> Особенности расчета забойных конвейеров.....	473
<b>Петренко С.М.</b> Методика определения действительных режимных параметров пневмотранспорта измельченного торфа.....	478
<b>Петренко С.М.</b> Действительные режимные параметры вертикального пневмотранспорта измельченного торфа.....	483
<b>Зайцев М.С., Долгих М.П., Басалай Г.А.</b> Технологические особенности ликвидации аварий и осложнений при бурении скважин на месторождениях Припятского бассейна.....	490
<b>Щерба В.Я., Конопляник И.А.</b> Продукция ЗАО «Солигорский институт проблем ресурсосбережения с опытным производством» для горных предприятий страны.....	496

Научное издание

**Социально-экономические и экологические  
проблемы горной промышленности,  
строительства и энергетики**

**СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ**  
9-й Международной конференции по проблемам  
горной промышленности, строительства и энергетики

Минск – Тула – Донецк  
29–31 октября 2013 г.

В 2 томах

Том 1

Редактирование и компьютерная верстка *И.А. Басалай*

Подписано в печать 11.12.2013. Формат 60×84 <sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Бумага офсетная. Ризография.

Усл. печ. л. 29,70. Уч.-изд. л. 23,23. Тираж 50. Заказ 1295.

Издатель и полиграфическое исполнение: Белорусский национальный технический университет. ЛИ № 02330/0494349 от 16.03.2009. Пр. Независимости, 65. 220013, г. Минск.