ISSN 2311-8342

Всемирная ассоциация выставочной индустрии
Российский союз выставок и ярмарок
Торгово-промышленная Палата РФ

УГОЛЬ и МАЙНИНГ РОССИИ 2014

СИБИРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Международная научно-практическая конференция

# Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов

Сборник научных статей

Новокузнецк
2014

Министерство образования и науки Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Сибирский государственный индустриальный университет»

ВК «Кузбасская ярмарка»

**Международная научно-практическая конференция**

# НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ

**Сборник научных статей**

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Новокузнецк
2014

УДК 622.2
ББК 33.1
Н 340

Н 340 Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов : сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2014, – 411 с.

ISSN 2311-8342

В сборнике представлены материалы Международной научно-практической конференции, проводимой в рамках выставки-ярмарки «Уголь России и Майнинг». Кратко изложены результаты научных и практических работ по направлениям решения проблемы стабилизации угольной промышленности в рыночных условиях. Материалы конференции включают в себя статьи по следующим секциям: геотехнология открытая и подземная, экономика горнодобывающих регионов, электротехнические, энергосберегающие автоматизированные и геоинформационные системы, промышленная безопасность угледобычи. Представленные материалы позволят ученым и производственникам оценить эффективность различных подходов к решению угольной проблемы.

Сборник рассчитан на научных и научно-технических работников, специалистов угольной промышленности, преподавателей, аспирантов и студентов вузов.

Редакционная коллегия:
д.т.н., профессор Л.П. Мышляев, д.т.н. Л.Д. Павлова (технический редактор),
д.э.н. Т.В. Петрова, д.т.н., профессор Е.В. Пугачев,
д.т.н., профессор В.Н.Фрянов (ответственный редактор)

УДК 622.2
ББК 33.1

ISSN 2311-8342

© Сибирский государственный
индустриальный университет, 2014

# ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТАЯ И ПОДЗЕМНАЯ

УДК 622.232

# ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ МЕХАНИЗИРОВАННЫМИ КОМПЛЕКСАМИ

***[1]чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., [2]Ройтер Мартин, [2]Кисслинг Ульф, [1]Вессель А.О.***
***1 - Института угля СО РАН, г. Кемерово, Россия***
***2 - marco Systemanalyse und Entwicklung GmbH, Дахау, Германия***

***Аннотация:*** В статье рассмотрен успешный опыт эксплуатации автоматизированных систем управления механизированными комплексами на шахтах Кузбасса, основные достижения и преимущества, а также перспективы дальнейшего развития системы, интеграции и оптимизации работы забойного оборудования.

***Ключевые слова:*** Механизированный комплекс, автоматизированная система управления механизированными комплексами, электрогидравлическая система управления крепью, пилотная система управления, XMDA (extended maintenance data acquisition), гидропружина, датчик наклона, IFC – Integrated Face Control.

Производственная деятельность предприятий по подземной добыче минеральных ресурсов включает в себя ряд основных технологических процессов, в том числе: очистная выемка, предварительное дробление и транспортировка горной массы. К очистным работам относят: отделение полезного ископаемого от массива, погрузку его на конвейер и доставку к погрузочному пункту, передвижку конвейера, крепление лавы, управление горным давлением, мероприятия по снижению пылеобразования и газовыделения. Эффективная реализация данных технологических процессов горного производства невозможна без использования современных методов, средств компьютеризации и автоматизации.

Использование систем автоматического управления и контроля применяются в горной индустрии повсеместно. Это автоматическое управление проходческими и механизированными комплексами в очистной выработке, автоматическое управление ленточными и скребковыми конвейерами, средства автоматического контроля содержания метана и окиси углерода, автоматические системы связи и сигнализации.

*Автоматизированная система управления механизированными комплексами* – это совокупность средств и методов, позволяющих осуществлять управление механизированным комплексом без непосредственного участия человека, а также решать ряд задач:

– ускорение выполнения операций технологического процесса;
– снижение потребности в человеческих ресурсах;
– обеспечение более комфортных и безопасных условий труда горнорабочих очистного забоя;
– снижение трудоемкости ремонтных работ;
– снижение производственных рисков;

А также выполнять вспомогательные функции:

– осуществлять сбор, передачу, архивацию и анализ данных;
– иметь широкий спектр настроек параметров для изменения алгоритмов;
– производить мониторинг состояния горного массива и т.д.

Значительный опыт и инновационные решения накоплены у зарубежных и отечественных производителей:

- marco Systemanalyse und Enwicklung GmbH (Германия);
- Tiefenbach Control Systems GmbH (Германия);
- OHE Mining Technology GmbH (Германия);
- Elektro-Elektronik Pranjic GmbH (Германия);
- CENTRUM HYDRAULIKI Dirk Otto Hennlich Sp. z o.o. (Польша)

Для разработки пластов длинными забоями применяются системы: Caterpillar Inc. (США), JOY GLOBAL Inc. (США), а так же отечественного производства – ООО «Ильма МК» (Россия).

В Кузбассе около 70% забоев оснащены автоматизированными системами управления механизированными комплексами. Данный показатель является вполне высоким и свидетельствует о модернизации и интенсификации процесса производства.

Чтобы выявить основные преимущества автоматизированной системы управления, необходимо сравнить ее с пилотной системой по основному показателю – фактической добыче за месяц. Так на шахте «Осинниковская» ОУК «Южкузбассуголь» совместно с механизированный комплексом Glinik 21/45 POz, в лаве 5-5-2 бис применялась пилотная система управления. В лаве 1-1-5-7 произошло внедрение автоматизированной системы управления, табл. 1.

Таблица 1

Сравнение систем управления механизированным комплексом

| № | Месяц | Добыча фактическая с автоматической системой управления (лава 1-1-5-7), тонн | Добыча фактическая с пилотной системой управления (лава 5-5-2 бис), тонн | Отклонение, +,- тонн | Относительный прирост,% |
|---|---|---|---|---|---|
| 1 | май | 106956 | 80071 | 26885 | 34 |
| 2 | июнь | 102994 | 85268 | 17726 | 21 |
| 3 | июль | 125335 | 90569 | 34766 | 38 |
| 4 | август | 118684 | 100347 | 18337 | 18 |
| 5 | сентябрь | 130111 | 89099 | 41012 | 46 |
| 6 | октябрь | 129090 | 112435 | 16655 | 15 |
| 7 | ноябрь | 95073 | 113453 | -18380 | -16 |
| 8 | декабрь | 100987 | 128975 | -27988 | -22 |
| 9 | январь | 105690 | 99645 | 6045 | 6 |
| 10 | ВСЕГО | 1014920 | 899862 | 115058 | 13 |

Эксплуатация автоматизированной системы управления позволила увеличить добычу примерно на 13%, что является ее основным преимуществом, по сравнению с пилотной системой.

Увеличение некоторых технико – экономических показателей произошло на шахте «Им. 7 ноября» ОАО «СУЭК – Кузбасс» после внедрения в 2013 году автоматизированной системы управления marco Systemanalyse und Enwicklung GmbH (Германия), табл. 2.

Таблица 2

Некоторые технико – экономические показатели очистных выработок с 2010 по 2014 год шахта «Им. 7 ноября» ОАО «СУЭК – Кузбасс»

| № | Показатель | 2010 | 2011 | 2012 | 2013 | 2014 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | Лава | 1324/1384 | 1384/1382 | 1382/1358-1 | 1358-1 | 1380 |
| 2 | Средняя нагрузка на Лаву, т/мес | 278,9 | 214,3 | 164,5 | 318,1 | 279,8 |
| 3 | Продвижение забоя метров в месяц | 89,2 | 82,9 | 70,8 | 155 | 142,1 |
| 4 | Трудоемкость | 1641,6 | 1505 | 920,7 | 2607 | 2340,7 |
| 5 | Численность персонала, занятого в производстве (в забое), чел. | 135 | 134 | 126 | 116 | 120 |

По сравнению с 2010 годом средняя нагрузка на лаву в месяц выросла на 39,2 тыс. тонн, а подвигание забоя увеличилось на 65,8 м. Использование автоматизированного управления явилось следствием высвобождения некоторого количества трудовых ресурсов.

Передовым примером эксплуатации системы автоматизированного управления механизированным комплексом оказалась шахта «Талдинская – Западная 1» ОАО «СУЭК – Кузбасс». Одним очистным забоем, который оборудован механизированным комплексом Caterpillar Inc. (США), с автоматизированной системой управления PMC-R было добыто 1 007 тыс. тонн горной массы в течение месяца.

Далее необходимо рассмотреть компоненты автоматизированной системы управления механизированного комплекса.

Основным звеном автоматической системы управления механизированным комплексом фирмы marco Systemanalyse und Entwicklung GmbH является прибор управления лавой pm32. Этот взрывозащищенный контролер устанавливается на каждую секцию. Pm32 собирает информацию со всех датчиков, установленных в секции, контролирует положение секции, выводит показания на графический дисплей, а так же передает информацию на централь (подземный компьютер).

Подземная централь осуществляет визуализацию процессов, находящихся в лаве, аккумулирует информацию с каждого прибора управления pm32, архивирует и передает данные на поверхностный компьютер (способ передачи: протокол TCP/IP, оптоволокно либо витая пара).

Для сбора, архивации и обработки всех данных лавы на центральных процессорах (pm3.1/ze, XALZ) под землей и на поверхности используется программное обеспечение XMDA (extended maintenance data acquisition).

На ООО «Шахта Бутовская» с начала мая 2013 года была введена в эксплуатацию лава А-7 оснащенная механизированной секцией крепи Tagor 08/23- POz. Горно – технические условия лавы указаны в табл. 3.

Таблица 3

Горно – технические условия лавы А-7

| № | Фактор | Значение |
|---|---|---|
| 1 | Система разработки длинные столбы по: (простиранию; падению) | по простиранию |
| 2 | Способ управления кровлей пласта | полное обрушение |
| 3 | Схема отработки выемочного столба (панели): (прямой ход; обратный ход) | обратный ход |
| 8 | Название, индекс пласта | артельный |
| 9 | Запасы угля выемочного столба | 5,6 млн. тонн |
| 10 | Угол паления пласта: | |
| | - по лаве, град | 16 ¯ 35° |
| | - по столбу лавы, град | 2 ¯ 3° |
| 11 | Мощность пласта геологическая, м | 1,25-1,67 |
| 12 | Ширина захвата комбайна, м | 0,8 |

В связи с увеличением показателя зольности горной массы до 40%, для специалистов ООО «Шахта Бутовская» и ООО «Кокс – майнинг» является актуальным создание оценки XMDA «Измерение высоты лавы – высота верхняков», рис. 1.

Формирование оценки XMDA «Измерение высоты лавы – высота верхняков» позволило для специалистов ООО «Шахта Бутовская» в реальном времени отслеживать вынимаемую мощность пласта, для различных участков лавы и выемочного столба, осуществлять сбор, анализ и архивацию данных.

Оптимальный режим работы механизированного комплекса может быть, также достигнут внедрением автоматизированных систем управления. При изменении горно – геологических условий система должна автоматически адаптировать оборудование и снизить риск негативных последствий. Так ПЕ «Шахта Комсомолец» ОАО «СУЭК – Кузбасс» для лавы №1741 с максимальным углом падения до 35 градусов поставила следующие задачи:

– исключить падения секций;
– исключить сползания секций и наезд на балку механизма передвижки.

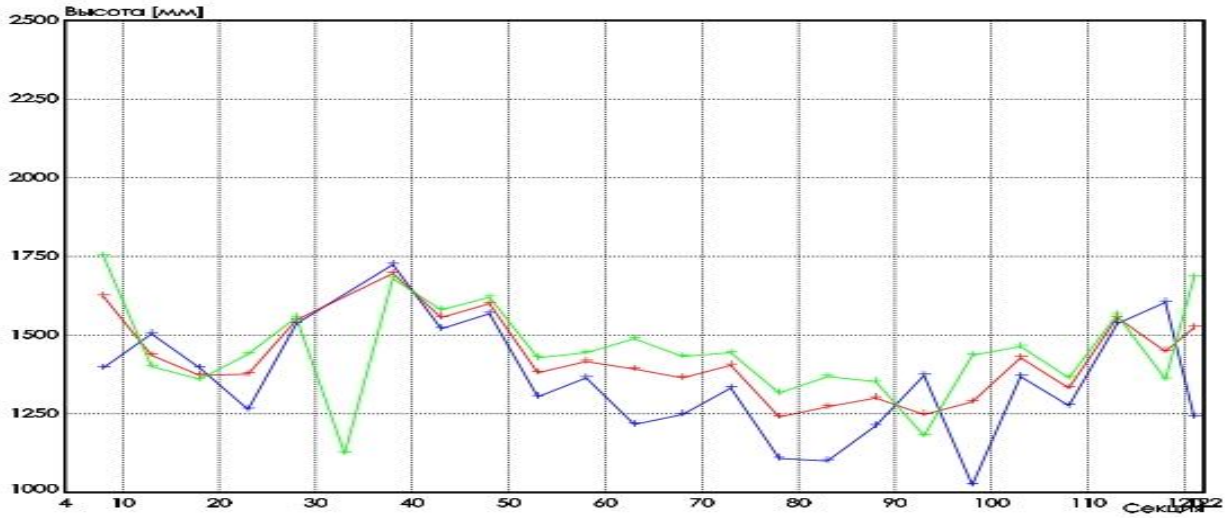



Рис.1. Измерение высоты лавы – высота верхняков

Специалисты ОАО «СУЭК – Кузбасс» и marco Systemanalyse und Entwicklung GmbH приняли решение впервые в мире применить «гидропружину» (специальный клапан для управления бортами перекрытия и цилиндром правки основания). За время работы лавы падений секций не было. Специального обучения приемам работы не потребовалось, так как все действия «гидропружины» происходили автоматически. Данный опыт позволил скорректировать таблицу режимов работы клапана в зависимости от угла падения, а также подтвердил его работоспособность в качестве средства удержания секций от сползания и падения на наклонных пластах.

В соответствии с техническим заданием для лавы №1358 ПЕ «Шахта Им. 7 ноября» ОАО «СУЭК – Кузбасс» были выдвинуты следующие дополнительные требования по пунктам:

1) исключить просыпь породы между секциями в режиме рабочего цикла;
2) исключить заклинивание секции бортами перекрытия;
3) исключить принудительный наклон секций, создаваемый усилием гидроцилиндров бортов перекрытия;
4) обеспечить непосредственный контакт с кровлей в режиме рабочего цикла;
5) обеспечить удержание перекрытия в строго определенном положении к горизонту независимо от вывалов кровли.

Специалисты ОАО «СУЭК – Кузбасс» и marco Systemanalyse und Entwicklung GmbH совместно приняли следующее.

Для выполнения первых трех пунктов использовали зарекомендовавшую себя с положительной стороны на ПЕ «Шахта Комсомолец» – «гидропружину». Данный клапан был установлен на гидроцилиндры управления бортов перекрытия. Это позволило исключить вывалы ложной кровли в межсекционном пространстве, избежать заклинивания секций и не допустить принудительный наклон секции крепи.

Для выполнения четвертого пункта (п. 4) решено было опробовать два алгоритма рабочего цикла секций:

1 алгоритм – рабочий цикл передвижки секции производить после снижения давления в стойках до определенного давления;

2 алгоритм – снижать давление в стойках и подавать давление в домкраты передвижки одновременно, прекращая снижение давления в стойках после уверенного начала рабочего цикла секции.

Для выполнения пятого пункта (п. 5) были смонтированы датчики наклона (инклинометры) для удержания перекрытия под определенным углом независимо от образовавшихся вывалов в кровле.

Также был использован полуавтоматический режим управления секциями, позволяющий не только в групповом, но в пооперационном режиме автоматически удерживать перекрытие в определенном положении к горизонту во всех фазах рабочего цикла.

Одно из перспективных направлений развития автоматизированных систем управления механизированных комплексов предложено фирмой marco Systemanalyse und Entwicklung GmbH. Основной целью будущей системы является осуществление мониторинга, контроль и управление одновременно несколькими лавами в одной области добычи, в идеальном случае – с одного центрального компьютера (Централи). Для упрощения мониторинга, контроля и управления будет разработан специальный пользовательский интерфейс (IFC – Integrated Face Control, или система комплексного управления лавой), обеспечивающий следующие возможности:

– интеграция всех систем в одну систему контроля;
– доступность всех данных в одном банке данных;
– оптимизация и контроль процессов во всей системе;
– системная автоматизация.

Использование этого пользовательского интерфейса обеспечит рост производительности, повышение безопасности и оптимизацию издержек.

Основная панель IFC ,изображена на рис. 2.

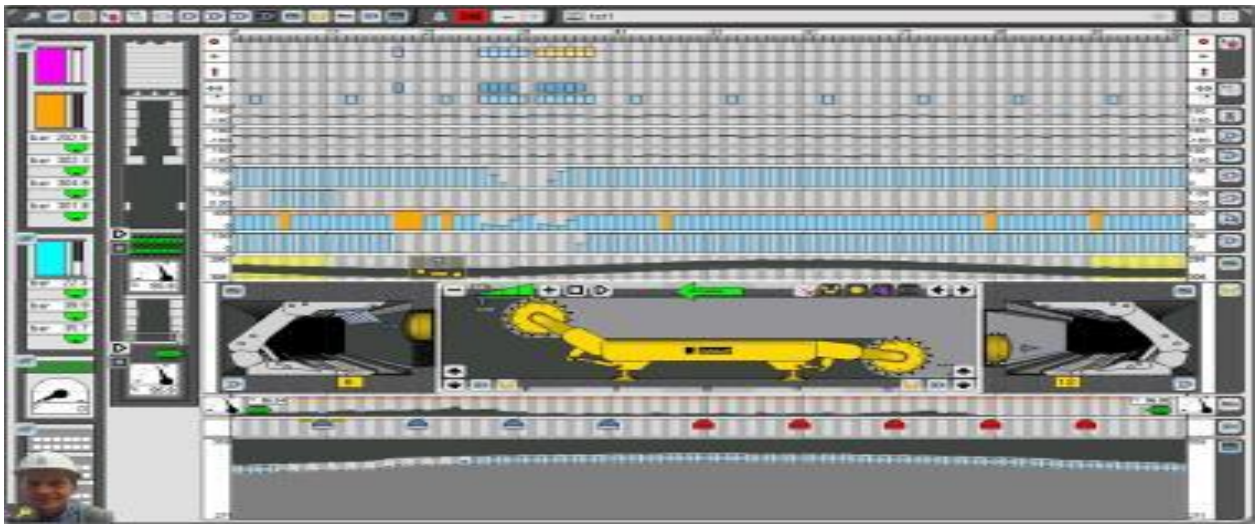


Рис. 2. «Основная панель IFC»

В интерфейсе IFC отображаются все задействованное в добычном процессе оборудование:

– управление секцией крепи;
– управление комбайном;
– конвейер;
– видеосистема;
– фильтровальная станция;
– насосная станция;

– смесительная установка для эмульсии;
– анализы XMDA, Конвергенция.

Например, при выборе управления секции крепи программа будет выдавать данные следующего характера:

– общий вид крепи;
– наклон секции крепи;
– уровни давления;
– выдвижку линейного домкрата;
– активные автоматики (рис. 3).

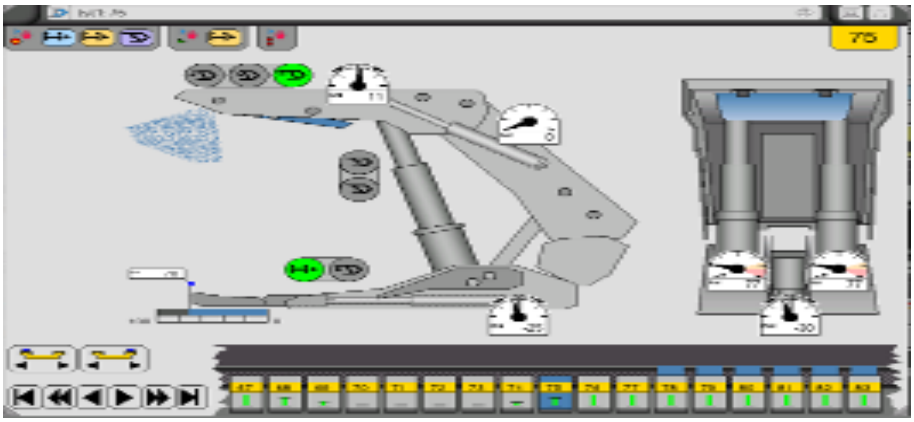


Рис. 3. Схематичное изображение данных по крепи

Для высоких скоростей передачи данных, включая видеопередачу, необходимо будет использовать Ethernet – кабель, также в качестве соединительного кабеля между пультами управления лавой pm32. Скорость передачи данных при этом может быть достигнута до 100 Мбит/с.

В будущий прибор управления секцией могут быть интегрированы следующие элементы, которые сейчас являются отдельными системами, например:

– инфракрасный датчик;
– датчик наклона;
– сейсмоакустические датчики в секции крепи;
– распознавание границы «уголь-порода» в секции крепи;
– система распознавания людей (RFID);
– микрофон (передача речи (Voice over IP) через соединительный кабель к соседней секции).

Таким образом, результатом внедрения автоматизированных систем управления механизированными комплексами на горных предприятиях стало мощным толчком к увеличению производственных показателей, позволило снизить производственный риск до минимальных значений.

Исследуемые системы автоматизированного управления отлично адаптируются к любым горно – геологическим условиям и автоматически меняют параметры. Современная система способна решать ряд прикладных задач, связанных с выявлением «узких мест» механизированного комплекса в процессе эксплуатации, прогнозированием возможности горного удара или другого динамического проявления горного давления, показывает вероятную длину зависающей консоли в очистном выработанном пространстве.

В дальнейшем интеграция элементов управления отдельных систем (комбайн, конвейер, секция крепи, перегружатель, насосные станции и т.д.) в единую систему комплексного управления лавой будет способствовать ускорению процесса управления, анализа и принятия решения ответственными лицами.

**Список литературы**

1. Векслер Ю., Ройтер М., Куч Ш.. Перспективы автоматизированного управления процессами добычи угля. – Уголь, 2002, № 5. – С. 32-34.
2. Быков Н.А., Сальвассер И.А., Шмат В.Н., Вессель А.О. Системный анализ, инновации и разработки фирмы marco GmbH – залог успешной эксплуатации механизироанного комплекса в сложных горно – геологических условиях шахт Кузбасса. – Уголь, 2014, № 3. – С.44 – 45.
3. Клишин В.И., Ройтер М., Кисслинг У., Вессель А.О. Система автоматического управления крепью (САУК) как средство адаптации крепи к различным горно-геологическим условиям шахт Кузбасса. Вестник КузГТУ. - 2014. - №1. - С. 34-39.

УДК 622.831 + 622.2

## ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОВЕДЕНИЯ И СПОСОБОВ КРЕПЛЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В НЕУСТОЙЧИВЫХ ГОРНЫХ ПОРОДАХ

***[1]д.т.н. Еременко В.А., [2]Лушников В.Н., [2]Сэнди М.П., [3]Мильшин Е.А., [3]Кшановский В.С.***
***1 - Институт проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва, Россия***
***2 - Компания «Australian Mining Consultants Pty Ltd» (AMC), г. Перт, Австралия***
***3 - Холбинский рудник ОАО «Бурятзолото», г. Улан-Удэ, Россия***

**Аннотация**: Для снижения негативного влияния пластичного течения горных пород при проходке и поддержании горных выработок на большой глубине разработаны мероприятия по креплению горных выработок с использованием современных методик оценки напряженно-деформированного состояния массива горных породах.

**Ключевые слова:** вертикальные и горизонтальные горные выработки, геотехническая зона, пластичные деформации, ползучесть горных пород, Q-индекс, конвергенция, контурное взрывание, фрикционный анкер, фибробетон.

Рудные тела Зун-Холбинского месторождения разведаны до гор. +1180 м. В настоящее время горные работы сконцентрированы в этаже +1440 ÷ +1390 м. По всем золотоносным рудным телам оруденение носит наклонно-столбовой характер. Широко проявлена система пострудных разломов взбросо-сдвигового характера, ориентированных согласно с простиранием основных рудных тел и амплитудой взбросов от 1-2 м до 20 м, значительно усложняющую их отработку. Внутреннее строение рудных тел сложное. Жилообразные тела и минерализованные зоны имеют мозаичное строение. Большинство подготовительно-нарезных и очистных выработок проходятся на глубоких горизонтах в неустойчивых (IV категория) горных породах, например, в рудном теле «Дальнее» [1, 2]. Пространственно неустойчивые участки приурочены к интервалам зон тектонических нарушений, распространению талькитов, сланцев различного состава, особенно углистых, реже – к участкам развития известняков или вскрытия кварцево-сульфидных жил.

При отработке рудных тел Зун-Холбинского месторождения применяется система разработки с магазинированием руды — шпуровой отбойкой и креплением очистного пространства сталеминеральными анкерами (СМАК), система разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой, со скважинной отбойкой, а также со срубовым креплением выработанного пространства. Проходка горных выработок и очистная добыча осуществляется буровзрывным способом с использованием мелкошпуровой отбойки. Бурение шпуров при проходке горизонтальных выработок производится ручными перфораторами; вертикальных горных выработок - телескопные перфораторы. В зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий при проходке горных выработок при-

меняются различные виды крепи: деревянные и металлические рамы НДО (всплошную и в разбежку); СМАК; торкрет-бетон; комбинированные крепи и др.

Горные выработки являются основными концентраторами напряжений. Их объемы, площадь поперечного сечения, протяженность, назначение и сроки эксплуатации определяются и зависят от применяемой системы разработки. Возрастающие требования обеспечения гарантированной безопасности и эффективности горных работ при подготовке, нарезке, отработке очистных блоков и слоев выдвигают новые задачи в вопросах поддержания горных выработок.

Применяемая на руднике геотехнология включает традиционную проходку вертикальных выработок на больших глубинах неустойчивой прямоугольной формы сечением 2×3 м с использованием деревянной крепи. Для снижения объема подготовительно-нарезных выработок восстающие выработки проходятся во вмещающих неустойчивых породах в зоне влияния очистных работ. Из-за сложных горно-геологических и геомеханических условий уже на стадии проходки теряется несколько выработок ежегодно. Пройденные и закрепленные вертикальные выработки также деформируются и требуют затрат на поддержание и ремонт. Капитальные и подготовительно-нарезные горизонтальные выработки, пройденные на участках в неустойчивых горных породах в условиях действия горного давления деформируются и требуют дополнительных затрат на поддержание и перекрепление.

На Холбинском руднике проведены исследования по оценке пригодности к эксплуатации крепи вертикальных и горизонтальных горных выработок и разработке рекомендаций по управлению массивом горных пород в неустойчивых зонах. Исследования горно-геологических и геомеханических условий отработки гор. +1390, +1440 и +1490 м и физико-механических свойств горных пород позволили подготовить рекомендации по креплению горных выработок, основанные на австралийском и канадском опыте для идентичных условий (табл. 1, 2).

Таблица 1

Свойства ненарушенных горных пород на глубоких горизонтах Холбинского рудника

| Наименование горной породы | Объемный вес, т/м$^3$ | Свободная водонасыщенность, % | Пористость, % | Предел прочности на сжатие, МПа | Предел прочности на растяжение, МПа | Предел прочности на сжатие в водонасыщенном состоянии, МПа | Предел прочности на растяжение в водонасыщенном состоянии, МПа | Коэффициент крепости | Скорость продольной волны, 1000 м/с | Коэффициент хрупкости |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Известняки | 2,77 | 0,12 | 0,34 | 131 | 15,9 | 102,2 | 14,8 | 5,3 | 5,61 | 8,24 |
| Гранитоиды | 2,79 | 0,11 | 0,32 | 182,1 | 24,7 | 142,3 | 22,8 | 13 | 5,71 | 7,37 |
| Тальк-карбонатные сланцы | 2,85 | 0,55 | 1,62 | 54,2 | 12,6 | 40,3 | 8,3 | 3,9 | - | 4,3 |
| Углистые серицит-карбонатные слан- | 2,71 | 0,07 | 0,18 | 125,9 | 26,6 | 81,1 | 21,5 | 8,9 | 5,5 | 4,75 |
| Кварц-сульфидная руда | 3,22 | 0,08 | 0,37 | 100 | 15,6 | 90 | 13,6 | 4,5 | - | 7,6 |

Таблица 2

Вертикальные и горизонтальные напряжения в массиве горных пород Холбинского рудника

| Глубина, м | Напряжения, МПа | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | зоны средних напряжений | | | зоны высоких напряжений | | |
| | верти-кальные | вкрест про-стирания | по простиранию рудных тел | верти-кальные | вкрест прости-рания | по простиранию рудных тел |
| 600 | -16,6 | -19,8 | -29,3 | -16,6 | -29,1 | -28,8 |
| 700 | -19,3 | -21,1 | -30,6 | -19,3 | -30,4 | -30,1 |
| 800 | -22,1 | -22,5 | -32 | -22,1 | -31,8 | -31,5 |
| 900 | -24,8 | -23,8 | -33,3 | -24,8 | -33,1 | -32,8 |
| 1000 | -27,6 | -25,2 | -34,7 | -27,6 | -34,5 | -34,2 |

Прочность горных пород в массиве и модули деформации определены с помощью характеристик ненарушенных пород и описания горной массы с использованием программы RocData (табл. 3). Наиболее распространенная система классификации массивов горных пород для подземных горных работ, на которой основываются многие методы геотехнического проектирования, является система Q (NGI, или система Бартона), разработанная Норвежским геотехническим институтом [3, 4]. Проведены расчеты по определению значений Q-индексов для основных типов горных пород, в т.ч. и в неустойчивых зонах, где проходятся горизонтальные и вертикальные выработки (табл. 4).

Таблица 3

Прочность горной породы в массиве и модуль деформации

| Свойства горных пород | Гранит | Известняк | Тальковый/графитовый сланец |
|---|---|---|---|
| δм, МПа | 41,1 | 7,8 | 3,3 |
| Ем, ГПа | 35,1 | 11,9 | 8,9 |

Таблица 4

Q-индекс и характеристика устойчивости горных пород

| Наименование горной породы | Сред-ний Q | Средний Q с учетом дей-ствия взрывной волны | Характеристика |
|---|---|---|---|
| Тальковый / графитовый сланец | 0,28 | 0,09 | Неустойчивые ÷ весьма неустойчивые горные породы (крайне слабые, очень слабые) |
| Известняк | 4,00 | 1,40 | Средняя устойчивость горных пород (слабые) |
| Метапесчаник | 3,17 | 1,06 | Средняя устойчивость горных пород (слабые) |
| Гранит | 200,83 | 66,94 | Весьма устойчивые горные породы (очень крепкие) |

Обычно горные породы на месторождениях условно разбиваются на геотехнические зоны, дифференцируемые по нарушенности массива и типу горных пород. Основные породы на Холбинском руднике разделены на три геотехнические зоны: гранит, известняк и сланец.

Неустойчивые зоны на месторождении характеризуются пластичными деформациями, выраженными проявлениями ползучести горных пород в направлении выемки под действием высокого горного давления. Пластично текущие непрочные горные породы деформируют крепь особенно в сильно обводненных массивах (рис. 1).

Рис. 1. Нарушения крепи в транспортном штреке гор. +1490 м

Терзаги К. был одним из первых исследователей, который дал определение пластичному течению горных пород: «Пластично текущие породы медленно продвигаются в штольню без ощутимого увеличения объема. Предпосылкой является высокое содержание микроскопических и субмикроскопических частиц слюдистых или глинистых минералов с низкой способностью к набуханию» [5]. Многочисленные неустойчивые зоны на Холбинском руднике, в которых присутствуют породы, богатые измененной глиной – хлоритовый или графитовый сланец, а также породы, богатые тальком, подвержены пластичному течению. Часто только один бок выработки деформируется вовнутрь одновременно с поднятием подошвы, что связано, как правило, с неоднородностью массива горных пород (рис. 2). На многих месторождениях в мировой практике существуют условия пластичного течения горных пород, которое проявляется в ползучести пород и конвергенции (рис. 3).

а б

Рис. 2. Разрушения бока выработки в условиях пластичного течения на:
а - Холбинском руднике; б - «Black Swan» в Австралии

а б

Рис. 3. Примеры пластичного течения горных пород на золотодобывающих рудниках:
а - «La Ronde» в Канаде; б- «Agnew» в Австралии

Например, на рис. 4 показана выработка, пройденная на никелевом руднике в Австралии через 4 и 9 месяцев после крепления. Наблюдаются значительные деформации и интенсивное просачивание воды.

Пластичное течение возникает за счет сочетания двух факторов – неустойчивости горных пород и наличием напряжений, вызванных ведением горных работ. Синг М. предложил использовать эмпирический критерий «пластичного течения горных пород», предположив, что горная порода имеет предпосылки к ползучести в сторону выработки, если создаются следующие условия [6] $H > 3500 \cdot Q^{1/3}$, где Q – индекс качества горного массива (табл. 4); H – глубина от земной поверхности, м.

а б

Рис. 4. Деформирование выработки в течение 5 месяцев

Применив данный критерий к условиям отработки Холбинского рудника, установили, что у сланцев появляются признаки пластичного течения на глубине от 160 до 230 м, а у известняка — от 390 до 555 м. Оседание кровли в штреках на таких глубинах незначительное, текучесть достаточно умеренная, при условии, что установленная крепь оказывает сопротивление давлению породы.

Хоук Е. предложил использовать критерий «первичной оценки» в отношении текучести на основании уровня напряжений возникших на контуре выработки (рис. 5) [7]. Потенциал текучести оценивается по известным напряжениям (табл. 2) и прочности горных пород в массиве (табл. 3). Например, для сланцев на глубине 1000 м соотношение прочности породы в массиве (3.3 МПа) к главному максимальному напряжению (34 МПа) составляет значению 0,1. На графике (рис. 5) (вертикальная ось) определяем ожидаемую деформацию, которая соответствует 10-11%, т.е. смещение одного из боков 4-метровой выработки составит около 200 мм.

Потвин И. и Хаджигеоргиу Дж. определили критерий, при котором текучесть породы определяется из условия смещения боков выработки размером 5×5 м более чем на 100 мм (обычно в течение 2 лет), т.е. на 2% (отношение смещения бока выработки к полуширине) [8]. Деформация в известняке на глубине 1000 м соответствует этому критерию (рис. 5).

Наиболее эффективный способ противодействия ползучести массива – выполнение правильной последовательности горных работ. Однако в силу различных ограничений единственным способом контроля деформируемости массива остается изменение конструкции крепи выработок. Так как пластичное течение горных пород нельзя остановить, необходимо управлять этим процессом, чтобы массив деформировался под контролем. Ни один элемент рудничной крепи в отдельности не способен обеспечить достаточное сопротивление движению горных пород. Необходимо разработать и применить крепь, состоящую из нескольких элементов взаимосвязанных в одной системе.

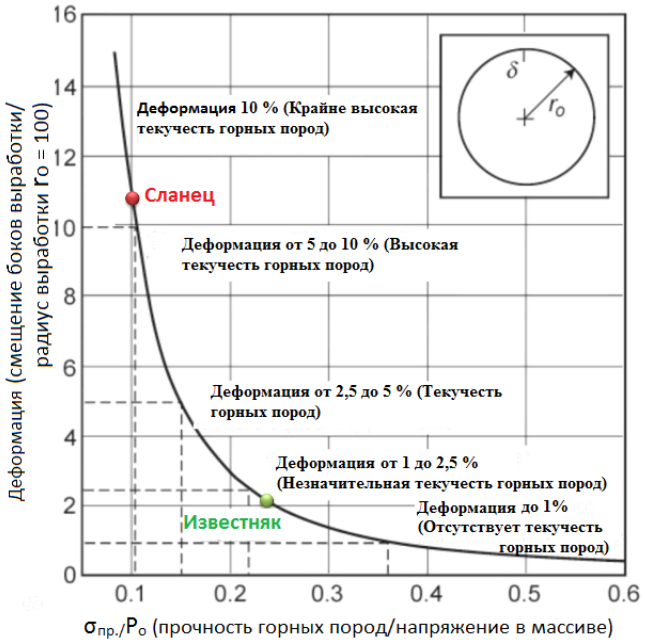



Рис. 5. Пластичное течение горных пород (по Хоуку, 2001)

Основная проблема при ведении горных работ в слабых породах, подверженных пластичному течению, – сохранение оптимальной скорости проходки. Необходимо сократить время после очередного взрыва при проходке выработки (цикл) до установки эффективной крепи, убедиться в устойчивости массива горных пород.

При проектировании цикла проходки определяется максимальная длина незакрепленного пролета выработки, которая рассчитывается по формуле [9] $S_{\max}(m) = 2(ESR)\cdot Q^{0,4}$, где Q – индекс качества массива; ESR – коэффициент крепления горной выработки (табл. 5).

Таблица 5

Максимальная длина незакрепленного пролета для выработок Холбинского рудника (индекс Q из табл. 4)

| Горная порода | Q | | $S_{max}$ | |
|---|---|---|---|---|
| | мин.* | макс. | мин.* | макс. |
| Гранит | 67 | 200 | 17 | 26 |
| Известняк | 1,4 | 4 | 3,7 | 5,6 |
| Сланец | 0,09 | 0,28 | 1,2 | 1,9 |

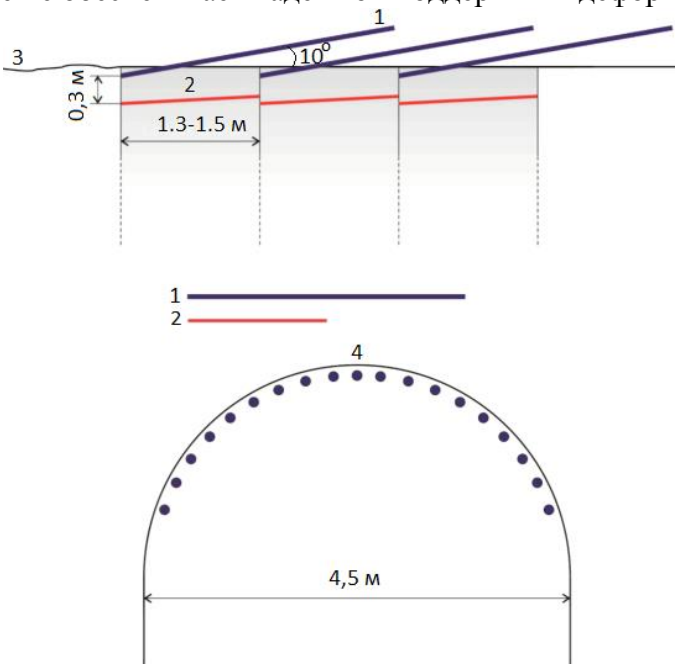
* С учетом техногенной трещиноватости, вызванной воздействием взрыва.

Для выработок со сроком существования от 18 до 24 месяцев ESR принимается равным 1,6. Рассчитанные значения максимальной длины незакрепленных пролетов для горных выработок Холбинского рудника представлены в табл. 5. Максимальная длина незакрепленного пролета для сланцев не должна превышать 1,2 м.

При проходке выработок в неустойчивых горных породах, например сланцах, рекомендуется проводить специальные мероприятия по креплению (рис. 6): необходимо установить навес из забивных армированных цементных анкеров под углом 10° к кровле выработки длиной 3 м; расстояние между анкерами принимается не более 300 мм; длина взрывных шпуров при проходке выработки составляет не более 1,3÷1,5 м, вруб клиновидный прямой; контурные скважины заряжаются взрывчатым веществом (ВВ) меньшей плотности чем основные; необходимо наблюдать за устойчивостью кровли и боков выработки после каждого взрыва; при обнаружении обрушения следует оперативно нанести торкретбетон на проблемную зону; после очистки подготовительной выработки необхо-

димо нанести торкретбетон по всему периметру (кроме почвы), толщиной не менее 75 мм; установить металлическую сетку и закрепить анкерами СМАК длиной 1,5 м с шагом установки 1×1 м; нанести второй слой торкретбетона.

При визуальном осмотре выработок в шахте наблюдаются неровные контуры, техногенная трещиноватость массива возникшая в результате проведенных взрывов при проходке выработок (рис. 7). В дальнейшем уменьшается устойчивость горных пород, происходят смещения особенно на контуре выработки в неизолированных крепью горных породах, подверженных выветриванию. Увеличивается давление ослабленных горных пород на крепь, которая уже не обеспечивает надежной поддержки и деформируется.




1 – забивные армированные цементные анкеры; 2 – контурные заряды ВВ;
3 – кровля выработки; 4 – контур выработки

Рис. 6. Схема установки «навеса» из забивных армированных цементных анкеров

Сохранение прочности массива за контуром выработки достигается контурным взрыванием. Отрыв и дробление породы взрывом в контуре проходимой выработки не должны сопровождаться развитием трещин за контуром. В этом случае массив сохраняет свою прочность, а поддержание выработки облегчается. Условия осторожного взрывания включают: снижение линейной плотности заряда в оконтуривающих шпурах; применение для контурных зарядов низкоэнергетических ВВ; сближение контурных зарядов; одновременное инициирование контурного заряда и др.

Рис. 7. Техногенная трещиноватость массива горных пород на контуре выработки

Наиболее распространенным низкоэнергетическим ВВ в Австралии является «Econotrim Buttbuster», изготовленное на эмульсионной основе, выпускаемое компанией «Johnex Explosives». При взрывании глубина распространения трещин не превышает 200 мм. Применение более мощных ВВ, например, «ANFO» (аммиачная селитра 94,5% + дизельное топливо 5,5%) повреждает массив на глубину от 1 до 1,5 м (рис. 8).

а б в

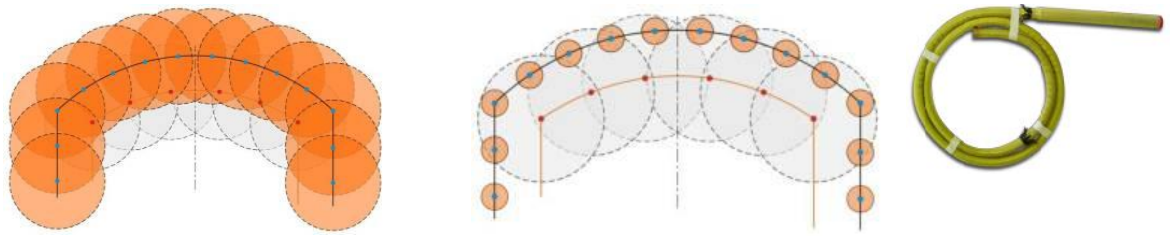


Рис. 8. Радиус повреждений в виде кругов вокруг оконтуривающих шпуров с применением: а - ВВ «ANFO»; б – ВВ «Econotrim Buttbuster»; в - патронов «Econotrim Buttbuster»

На Холбинском руднике для взрывания оконтуривающих скважин используют «Игданит», который по своим свойствам схож с «ANFO» (для сравнения тепловая энергия: «ANFO» - 3900 кДж/кг; «Игданит» -3970 кДж/кг). Для сохранения прочности массива рекомендуется провести тестирование ВВ и применять на руднике два типа ВВ: «Premex 300 profil» компании «MAXAM» (патрон диаметром 25 мм, длиной 460 мм) или «Senatel Powersplit» компании «ORICA» (патрон диаметром 20 мм, длиной 400 мм). Пример использования ВВ «Econotrim Buttbuster» на руднике показан на рис. 9. «Полубочка» является признаком осторожного взрывания с минимальной техногенной трещиноватостью массива.

а б

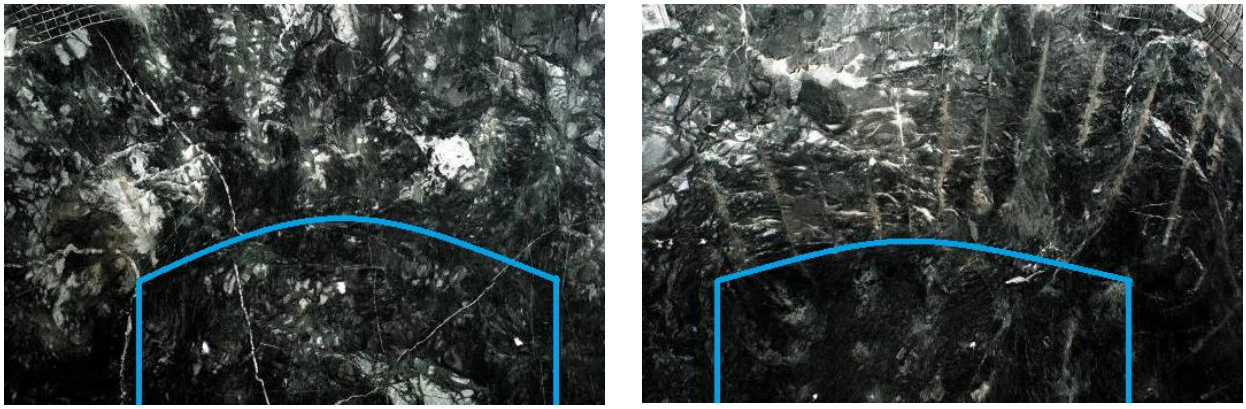


Рис. 9. Результаты контурного взрывания с использованием: а – ВВ «ANFO»; б - ВВ «Econotrim Buttbuster»

На некоторых рудниках в Австралии в массивах горных пород, подверженных сильному пластичному течению, формируют контур горной выработки в виде подковы. Такой профиль помогает минимизировать процессы изгиба торкретбетона, который имеет высокую прочность на сжатие и минимальную на изгиб. Попытки остановить движение пород посредством использования жесткой опоры, например, полностью зацементированные анкерные болты, толстый слой торкретбетона и др. изначально неправильные. Невозможно остановить движение массива. Самая жесткая опора в конечном итоге разрушается [10]. Система крепи в таких условиях должна обеспечивать достаточное сопротивление горному давлению, но в то же время быть податливой, чтобы позволять горной породе двигаться, но под контролем в течение всего срока эксплуатации выработки.

Деревянная крепь, которая является «пассивной» крепью осуществляющей функцию поддержки, недостаточна для оказания эффективного сопротивления давлению гор-

ной породы (рис. 1, 2а). Необходимо упрочнить массив, «армировать» анкерами, т.е. сделать крепь «активной», в результате повышается способность горной породы к самоподдержанию.

Анкерная крепь в условиях текучести горных пород должна быть одновременно прочной и пластичной для сохранения способности горной породы к самоподдерживанию. Жесткий анкер неприемлем из-за ограниченной способности удлиняться. Податливый тонкостенный анкер эффективен при минимальных движениях в массиве, когда он фиксируется небольшими сдвиговыми подвижками трещин. Если сдвиги достаточно большие, происходит гильотинирование трубчатого анкера, и он теряет несущую способность. Необходимо применять «гибридные анкеры» - снаружи фрикционные для обеспечения подвижного контакта с породой, но с высокопрочным стальным стержнем внутри, способным к сдвиговому сопротивлению. Такие анкеры успешно используются, например, на руднике «La Ronde» в Канаде. Наиболее эффективным гибридным анкером в настоящее время является Sandvik MD (рис. 10). При движении массива анкер скользит, вместе с породой, сопротивляясь движению за счет силы трения и обеспечивая несущую способность до 15 т. Если же анкер пережимается в породе, что препятствует дальнейшему скольжению, внутренний стержень начинает удлиняться до 15%. Совокупная несущая способность анкера MD составляет около 30 тонн. Другим подходящим податливым анкером, способным к сопротивлению на изгиб, является фрикционный анкер «Stiff», представляющий стальную трубку заполненную цементом (рис. 11). Он не такой крепкий как MD (несущая способность 18 т), но стоимость его меньше. Анкеры MD и «Stiff» устанавливаются буровой установкой. В условиях Холбинского рудника, с невысоким уровнем механизации, наиболее подходящим анкером является «Swellex», обеспечивающим несущую способность до 11 т и удлинение до 20%.

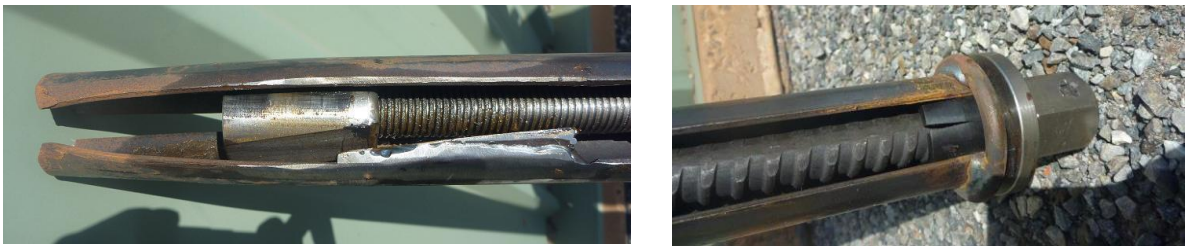


Рис. 10. Анкер Sandvik MD

Рис. 11. Анкер «Stiff», заполненный цементом (Split Set Mining Systems, Австралия)

При установке анкерной крепи в условиях пластичного течения горных пород необходимо соблюдать расстояние между анкерами в пределах от 0,75 м до 1,4 м. Чем меньше расстояние, тем большую устойчивость они обеспечивают. Для перекрытия промежутков между анкерными болтами и равномерного распределения нагрузки поверхность массива дополнительно покрывается металлической сеткой или торкретбетоном. Преимуществом торкретбетона является «склеивание» или скрепление подвижных блоков массива горных пород, подверженных воздействию воды, атмосферы и движению воздуха по выработкам. Однако торкретбетон – достаточно жесткий материал, и часто трескается под нагрузкой, так как имеет низкую прочность на изгиб. Металлическая сетка является гибкой опорой, но не предохраняет горный массив от воздействия выветривания. Распространенным способом увеличения гибкости торкретбетона является добавление полимерных волокон (фибробетон). Фибробетон и металлическую сетку часто применяются вместе. Для увеличения жесткости системы сетку помещают внутрь бетона. Однако в условиях ползучести горных пород установка сетки поверх фибробетона является более эффективным методом контроля деформации (рис. 12, 13). При деформациях более 10% необходимо добавить металлические арочные крепи с узлами податливости. Необязательно использовать все перечисленные элементы крепления, но следует применять как минимум два из них: анкер и сетку.

Рис. 12. Фибра, перекрывающая трещины в фибробетоне

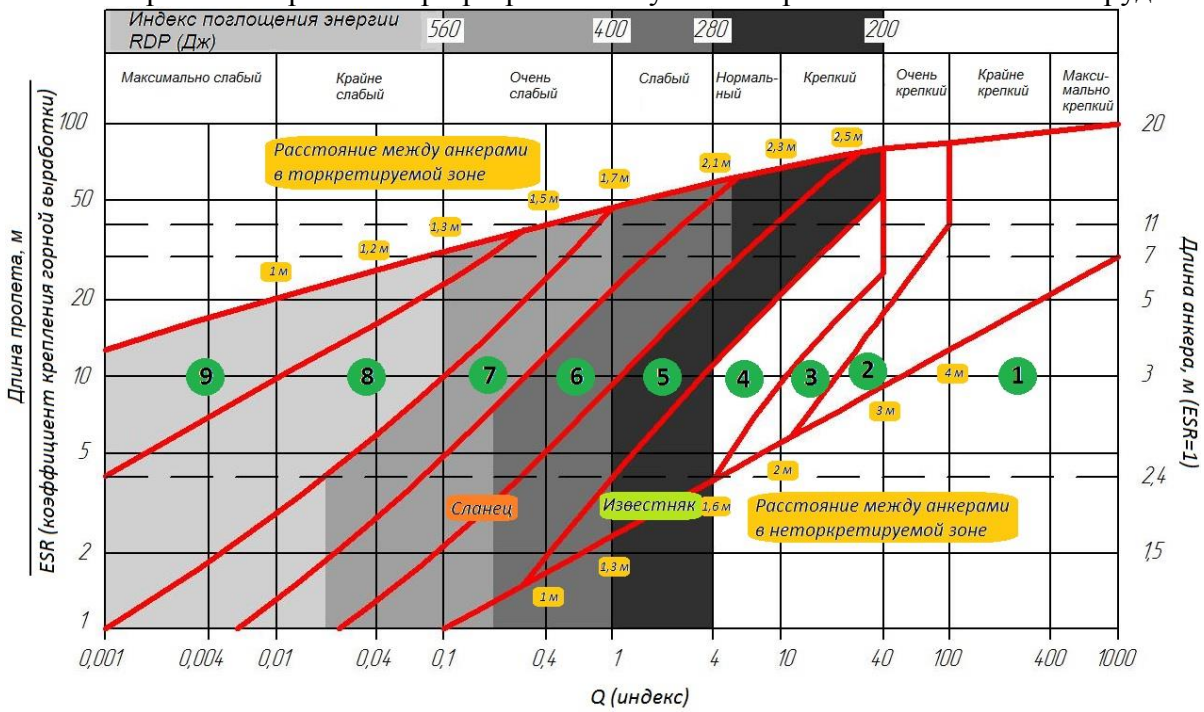
а б

Рис. 13. Сетка, установленная поверх фибробетона в условиях интенсивного пластичного течения горных пород на руднике в Австралии

В условиях пластичного течения горных пород возникает большое количество переменных факторов. Необходимо учитывать срок эксплуатации выработок, ожидаемую конвергенцию, обводненность и др. Наиболее распространенная методика выбора системы крепления массива горных пород основана на применении эмпирических зависимостей, полученных в натурных условиях, представленных в виде графика на рис.14. Пример для Холбинского рудника: на вертикальной оси находим значение равное 2,8 для штрека размером 4,5×4,5 м с коэффициентом крепления горной выработки ESR=1,6; с

учетом полученного индекса качества массива горных пород Q (табл. 4) отмеченного на горизонтальной оси определяем систему рудничной крепи; для сланцев необходима крепь фибробетон толщиной от 75 до 100 мм с индексом поглощения энергии не менее 400 Дж и анкера, установленные на расстоянии от 1,3 до 1,4 м друг от друга; минимальная длина анкера составляет 1,2 м (ESR=1,6) (рис. 14).

В условиях увеличения глубины ведения горных работ, пластичного течения и повышенных напряжений применяются специализированные крепи, рассчитанные на повышенную динамическую нагрузку и большие деформации. Одной из таких систем упрочнения выработок является разработанная в Швейцарии вязаная сеть высокой прочности на растяжение «Geobrugg», способная выдерживать высокие нагрузки. Компания «Rock Australia» разработала специальный механизм для установки упомянутой сети в условиях подземных выработок. Успешные испытания механизма провели в период с 2010 по 2012 гг. на австралийских рудниках «Golden Grove», «Perseverance», «Argyle», а также на «Kiruna» в Швеции [12]. Сети производства «Geobrugg» имеют антикоррозийное покрытие сплавом «Ultracoating», состоящее из 94,5% Zn, 5% Al и 0,5% особого ингредиента, способствующего увеличению срока службы сети в 7—9 раз по сравнению с методом обработки гальванизацией. С учетом положительных характеристик разработанной системы упрочнения выработок «Geobrugg» рекомендуется ее применение для крепления подготовительно-нарезных выработок при разработке глубоких горизонтов Холбинского рудника.




1 – без крепления; 2 – локальное крепление анкерами; 3 - крепление анкерами; 4 - крепление анкерами и торкретбетоном (40-100 мм); 5 – фибробетон (50-90 мм) и анкера; 6 - фибробетон (90-120 мм) и анкера; фибробетон (120-150 мм) и анкера; 8 – фибробетон или торкретбетон, металлическая арочная крепь и анкера; 9 – бетонная крепь

Рис. 14. График для определения системы рудничной крепи (Гримстад и Бартон, 1993 и Папсворт, 2002)

Применение разработанных рекомендаций по выбору и обоснованию технологии проведения, способов крепления горных выработок на глубоких горизонтах в неустойчивых горных породах обеспечит безопасность и повысит эффективность горных работ на Холбинском руднике.

*Работа выполнена по гранту ведущей научной школы академика РАН К.Н. Трубецкого*

## Список литературы

1. Сосновский Л.И., Павлов А.М., Сосновская Е.Л., Филонюк В.А., Степанцов В.Д., Нестеров Е.А., Мильшин Е.А. Методические указания по определению конструктивных параметров систем разработки на руднике Холбинский ОАО «Бурятзолото». - Иркутск: ИрГТУ, 2010. — 56 с.

2. Зубков А.В., Зотеев О.В., Криницын Р.В. Выбор и обоснование конструктивных параметров блоков при системе подэтажной отбойки с магазинированием руды при неустойчивых вмещающих породах для условий рудника "Холбинский". Отчет. - Екатеринбург: ИЭЦ ИГД УРО РАН, 2008. — 71 с.

3. Grimstad E. and Barton N. Updating the Q system for NMT, in Proc. Int. Symp. on Sprayed Concrete, Fagernes (eds. Kompen, Opsahl and Berg). Norwegian Concrete Assn: Oslo, 1993.

4. Barton N. Application of Q-System and Index Tests to Estimate Shear Strength and Deformability of Rock Masses. Workshop on Norwegian Method of Tunneling. - New Delhi, 1993. — pp. 66-84.

5. Terzaghi K. Rock defects and loads in tunnel supports. Rock Tunneling with Steel Supports. R. V. Proctor and T.L. White (ends), The Commercial Shearing and Stamping Co. - Youngstown, Ohio, 1946. — pp. 17-99.

6. Singh M., Jethwa J.L., Dube A.K., Singh B. Correlation between observed support pressure and rock mass quality. Tunneling and Underground Space Technology, v.7, 1992. — pp. 59-74.

7. Hoek E. Big tunnels in bad rock. ASCE Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering. - Vol. 127, No. 9. September, 2001. — pp. 726-740.

8. Potvin Y. and Hadjigeorgiou J. Ground support strategies to control large deformations in mining excavations. In Proc. 6th Int. Symp. On Ground Support in Mining and Civil Engineering Construction, Cape Town, South Africa, 2008. — pp. 545-560.

9. Barton N., Lien R. and Lunde J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. - Rock Mechanics, 6 (4), 1974. — pp.189 – 236.

10. Еременко В.А., Разумов Е.А., Заятдинов Д.Ф. Современные технологии анкерного крепления // ГИАБ. — 2012. — № 12.— С. 38-45.

11. Лушников В. Н., Еременко В. А., Сэнди М. П., Бухер Р. Крепление горных выработок в условиях деформируемых и удароопасных массивов горных пород // Горн. журнал.— 2014. — № 4.

12. Louchnikov V., Brown S. and Bucher R. Mechanized installation of high-tensile chain-link mesh in underground operations, in Rroc. Of 11th AusIMM Underground Operators. Conf., Canberra, Australia, March 21-23, 2011. – pp. 40 – 60.

УДК 622.33.013.3

# К ОПРЕДЕЛЕНИЮ ДОПУСКАЕМОЙ ДЛИНЫ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ ШАХТЫ ПО ГАЗОВОМУ ФАКТОРУ С УЧЕТОМ НЕРАВНОМЕРНОСТИ ДВИЖЕНИЯ ВОЗДУШНОГО ПОТОКА В ЛАВЕ

***[1]д.т.н. Ордин А.А., [2]Коленчук С.А.***

***1 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия***

***2 - ЗАО «Гипроуголь», г. Новосибирск, Россия***

***Аннотация.*** Приведены методические основы для расчета допускаемой длины и производительности комплексно-механизированного очистного забоя по газовому фактору с учетом неравномерности воздушного потока по контуру и длине лавы

**Ключевые слова:** шахта, угольный пласта, допускаемая длина и производительность очистного забоя, газовый фактор, неравномерность скорости воздушного потока, утечки воздуха, концентрация метана

В Кузбассе 40 из 60 действующих в настоящее время шахт разрабатывают угольные пласты с природной метаноносностью более 15 м$^3$/т и относятся к сверхкатегорным по метану [1]. Проблема проектирования эффективных схем, способов и параметров вентиляции очистных забоев заключается в недостаточно надежном прогнозировании метановыделения из пласта, отбитого угля, выработанного пространства и вмещающих пород. Трудность этих расчетов усугубляется существованием различных методических подходов и руководств по проектированию вентиляции угольных шахт [1−7]. До сих пор одной из основных методик, которыми пользуются проектировщики при расчете параметров проветривания угольных шахт, является руководство, разработанное для условий шахт Донбасса в г. Макеевке в 1989 г. [3]. Одним из недостатков этого руководства является присутствие большого количества эмпирических зависимостей без указания точности этих аппроксимаций. Кроме того, в табличных данных этого руководства скорость подвигания очистных забоев ограничена значением 6 м/сутки.

Если для 80-х годов эта скорость подвигания очистных забоев, оснащенных отечественными комплексами с низкими эксплуатационными характеристиками, действительно была максимальной, то в настоящее время с применением зарубежных комплексов типа DBT производительность очистных забоев увеличилась до 30 тыс.т/сутки и, соответственно, скорость их подвигания возросла до 20 м/сутки и более. Для таких современных скоростей подвигания очистных забоев «макеевская» методика становится, практически, непригодной. Так, результаты сравнения фактического газовыделения в очистных забоях № 5204 и № 5203 шахты «Котинская» с расчетными данными, полученными по «макеевской» методике, в значительной степени не совпадают [9]. Фактическое газовыделение из очистных забоев намного ниже расчетных показателей, при больших нагрузках, практически, не увеличивается и даже имеет тенденцию к снижению при нагрузках более 20 тыс.т/сутки.

Проблема расчета вентиляционных параметров очистных забоев заключается также в том, что абсолютное метановыделение из разрабатываемого пласта пропорционально производительности ($A$) очистного комбайна, а возможность эффективного проветривания очистного забоя ограничивается действующими правилами безопасности по максимальной скорости (4 м/с) движения воздушного потока и допустимой концентрации метана (1%) на исходящей струе воздуха из лавы. Поэтому, чтобы ограничить поступление метана в очистной забой, в соответствии с формулой (1) приходится уменьшать скорость подачи и производительность очистного комбайна.

Сложность расчетов по проветриванию очистных забоев заключается также в том, что скорость движения вентиляционной струи в лаве вследствие утечек в выработанное пространство и трения пограничных слоев потока воздуха распределена неравномерно как по длине лавы, так и по ее контуру. По длине лавы происходит постоянное уменьшение скорости движения воздуха вследствие утечек в выработанное пространство через секции механизированной крепи, которые составляют 40-80% от количества воздуха, поступающего в лаву [7, с.14].

По контуру лавы скорость движения воздуха также распределена неравномерно из-за трения пограничных слоев воздуха. Максимальное значение скорости достигается в средней части поперечного сечения, а минимальные значения скорости, близкие к нулю, достигаются вблизи поверхности забоя и секций механизированной крепи (в горизонтальном сечении), а также вблизи почвы и кровли очистного забоя (в вертикальном сечении). При ламинарном течении скорость движения воздуха в поперечных сечениях выработки в соответствии с законом Пуазейля распределена по параболическому закону и средняя скорость движения воздуха равна половине максимальной скорости. При турбу-

лентном режиме воздушного потока, который более характерен для горных выработок, распределение скорости в поперечном сечении становится более сложным, а средняя скорость воздушного потока меньше максимальной скорости в 1,23 раза [7].

Таким образом, в руководствах по вентиляции и правилах безопасности при расчете максимально допускаемого количества воздуха в лаве негласно подразумевается равномерный закон распределения скорости по контуру и длине очистной выработки, что является некорректным. Более корректный расчет допускаемой нагрузки на очистной забой по газовому фактору требует учета утечек воздуха в выработанное пространство через секции механизированной крепи и неравномерности распределения скорости потока воздуха по длине и контуру лавы.

Во всех расчетах по вентиляции шахт максимально допустимое количество воздуха для проветривания очистного забоя определяется по формуле [1−6]:

$$Q_{\max} = 60 v_{\max} S k_{оз}, \text{ м}^3/\text{мин.}, \quad (1)$$

где $v_{max}$ = 4 м/с – максимально допускаемая по правилам безопасности скорость воздушной струи в очистном забое, S – площадь поперечного сечения лавы в свету, м$^2$, $k_{о.з}$ =1,15÷1,3 − коэффициент, учитывающий утечки воздуха в выработанное пространство.

Эта же, достаточно простая и логически понятная формула (2), используется в дальнейшем при расчете максимально допускаемой производительности очистного забоя по газовому фактору [1−6]:

$$A_{\max} = \frac{V_{\max}}{V_M} = \frac{0.6 v_{\max} S k_{оз} c}{k_e K_{пл} (q - q_o) K_{WA}}, \text{ т/мин.} \quad (2)$$

где $V_{max}$ – максимально допустимый для проветривания объем выделяемого в лаве метана, м$^3$/мин.,$V_M$ − относительная метаноносность отбитого угля, м$^3$/т, с = 1% − допускаемая по ПБ концентрация метана на исходящей струе воздуха из лавы, $q$, $q_o$ – соответственно природная и остаточная метаноносность угля, м$^3$/т, $K_{WA}$ – коэффициент, учитывающий содержание в угле природной влаги и золы, $k_e$ – коэффициент естественной дегазации массива угля в полосе заходки выемочной машины.

Расчетные зависимости (1), (2) имеют, на наш взгляд, ряд неясностей и неточностей.

В формуле (1) коэффициент $k_{оз}$ служит для увеличения количества воздуха для проветривания лавы вследствие утечек воздуха в выработанное пространство. Как видно, он не зависит от длины лавы и для лав любой длины увеличивает максимально допускаемое количество воздуха максимум на 30%. На самом деле утечки воздуха в выработанное пространство, происходящие через секции механизированной крепи, зависят от количества этих секций или от длины лавы.

В формуле (2) отсутствует длина лавы и также не учитываются утечки воздуха в выработанное пространство, благодаря которым с возрастанием длины лавы фактически происходит уменьшение скорости воздушного потока и, соответственно, увеличение концентрации метана.

В правилах безопасности угольных и сланцевых шахт [8] и руководствах по вентиляции [3−6] нигде не упоминается, почему максимально допускаемая скорость воздушного потока составляет 4 м/с и ничего не говорится о том, для какого места лавы регламентирована максимальная скорость потока воздуха − на входящей или исходящей струе воздуха? Последнее упущение представляется нам весьма важным, так как вследствие утечек воздуха в выработанное пространство скорость движения воздушного потока в лаве уменьшается и на исходящей струе будет меньше скорости на входящей струе, что заведомо приведет к ухудшению проветривания концевой части лавы. Если же максимально допустимая скорость (4 м/с) движения воздуха регламентирована для исходящей струи, то вследствие утечек воздуха в выработанное пространство скорость потока воздуха на входящей струе должна быть больше этого значения, что является нарушением правил безопасности.

Таким образом, существующие методики расчета допускаемой производительности очистного забоя по газовому фактору обладают рядом недостатков:

- в расчетных формулах, практически, не учитывается неравномерность движения воздушного потока по контуру и длине лавы, и, как следствие, не учитывается изменение концентрации метана по длине лавы,
- утечки воздуха из лавы в выработанное пространство учитываются укрупнено, в виде постоянного коэффициента, не зависящего от длины лавы,
- при расчете необходимого количества воздуха для проветривания лавы не учитывается турбулентный характер движения воздушного потока, особенно проявляющий себя при встрече вентиляционной струи с движущимся очистным комбайном,
- абсолютное метановыделение и допускаемая производительность очистного забоя по газовому фактору рассчитываются без учета длины лавы.

Авторами предлагается производить расчет допускаемой по газовому фактору производительности очистного забоя в зависимости от длины лавы и утечек воздуха в выработанное пространство следующим образом.

При передвижке очередной секции крепи на ширину захвата очистного комбайна между неподвижной и передвинутой секции крепи возникает зазор, площадь которого приближенно можно определить по формуле:

$$s_p \approx \frac{mr}{\sin\beta}, \text{ м}^2 \qquad (3)$$

где m – вынимаемая мощность пласта, м, r − ширина захвата очистного комбайна, м, β – угол между ограждением секции крепи и почвой очистной выработки.

Тогда суммарные утечки воздуха через передвигаемые секции крепи определяются по формуле:

$$Q_p = \frac{kv_{\min} n_{co} mr}{\sin\beta}, \text{ м}^3/\text{с} \qquad (4)$$

где $v_{min}$ – минимально-допустимая по правилам безопасности скорость движения струи воздуха вблизи ограждений секций крепи ($v_{min}$ = 0,25 м/с для негазовых (I и II категорий) шахт, $v_{min}$ = 0,5 м/с для газовых шахт, III категории и сверхкатегорных [8]), $n_{co}$ – количество одновременно передвигаемых секций крепи, k=1− при последовательной передвижке секций, k=2−при шахматном порядке передвижки.

Утечки воздуха в выработанное пространство также происходят и через неподвижные секции крепи вследствие негерметичности зазоров между секциями. Учитывая конструктивные особенности механизированной крепи, утечки воздуха через все неподвижные секции определяются по формуле:

$$Q_c = v_{\min} s_c n_c = \frac{v_{\min} s_c L}{b_c}, \text{ м}^3/\text{с} \qquad (5)$$

где $s_c$ – площадь зазоров в каждой секции крепи, через которую происходят утечки воздуха, м$^2$, $n_c$ – количество секций крепи в лаве, $b_c$ – ширина секции крепи, м, L –длина лавы, м.

Тогда суммарные утечки воздуха в выработанное пространство через все секции механизированной крепи определяются по линейной зависимости от длины лавы:

$$Q_y(L) = Q_p + Q_c = \frac{kv_{\min} n_{co} mr}{\sin\beta} + \frac{v_{\min} s_c}{b_c} L, \text{ м}^3/\text{с} \qquad (6)$$

Таким образом, фактический расход воздуха на исходящей струе лавы (при максимально - допускаемой скорости воздуха на входящей струе) определяется с учетом утечек воздуха по убывающей линейной зависимости от длины лавы:

$$Q(L) = Q_{\max} - Q_y(L) = 60\left(v_{\max} S k_{оз} - \frac{kv_{\min} n_{co} mr}{\sin\beta} - \frac{v_{\min} s_c}{b_c} L\right), \text{м}^3/\text{мин.} \qquad (7)$$

Средняя скорость движения струи воздуха на исходящей струе также линейно убывает с увеличением длины лавы по формуле:

$$v_u(L) = \frac{Q(L)}{60S} = v_{\max} k_{оз} - \frac{v_{\min}}{S}\left(\frac{kn_{co}mr}{\sin\beta} + \frac{s_c L}{b_c}\right) < v_{\max}, \text{ м/с} \qquad (8)$$

Метановыделение в очистном забое происходит из обнаженного пласта, при разрушении угля шнеками очистного комбайна, из отбитого угля при его транспортировании вдоль лавы скребковым конвейером и выработанного пространства. При этом «… концентрация метана в лаве при отсутствии выделения его из выработанного пространства изменяется вдоль лавы по закону, близкому к линейному, возрастая в направлении движения воздуха» [7, с.171], а «…суммарное метановыделение в лаву увеличивается в направлении от входа в нее до выхода вначале линейно, в конце возможен более быстрый рост» [7,с 158].

Покажем, что концентрация метана по длине лавы возрастает нелинейно даже при отсутствии его выделения из выработанного пространства.

Скорость ($V_м$) поступления метана от всех источников в лаву не является постоянной и зависит от многих геологических и технологических параметров: природной метаноносности, трещиноватости пласта, наличия в нем геологических нарушений, длины лавы, схемы движения очистного комбайна, скорости движения горной массы на скребковом конвейере, степени измельчения угля шнековым комбайном и др.

Вместе с утечками воздуха в выработанное пространство проникает и выделившийся в лаве метан. Учтем утечки метана из лавы в выработанное пространство также линейной зависимостью от длины лавы:

$$V_M(L) = (V_0 - k_M L), \qquad (9)$$

Тогда максимальная концентрация метана на исходящей струе воздуха с учетом его утечек (9) в выработанное пространство определяется по формуле:

$$\mu(L) = \frac{100V_M(L)}{Q(L)} = \frac{100(V_0 - k_M L)}{60\left(v_{\max} S k_{оз} - \frac{k v_{\min} n_{co} mr}{\sin\beta} - \frac{v_{\min} s_c}{b_c} L\right)} \le [\mu] = 1.0\%, \qquad (10)$$

На рис. 1 приводится зависимость (19) изменения концентрации метана по длине лавы, полученная при следующих исходных данных: S=10 м$^2$, $v(L)$ = 4.0 - 0.01L,м/с, $V_M(L)$= 0.1-0,00001L, м$^3$/с.

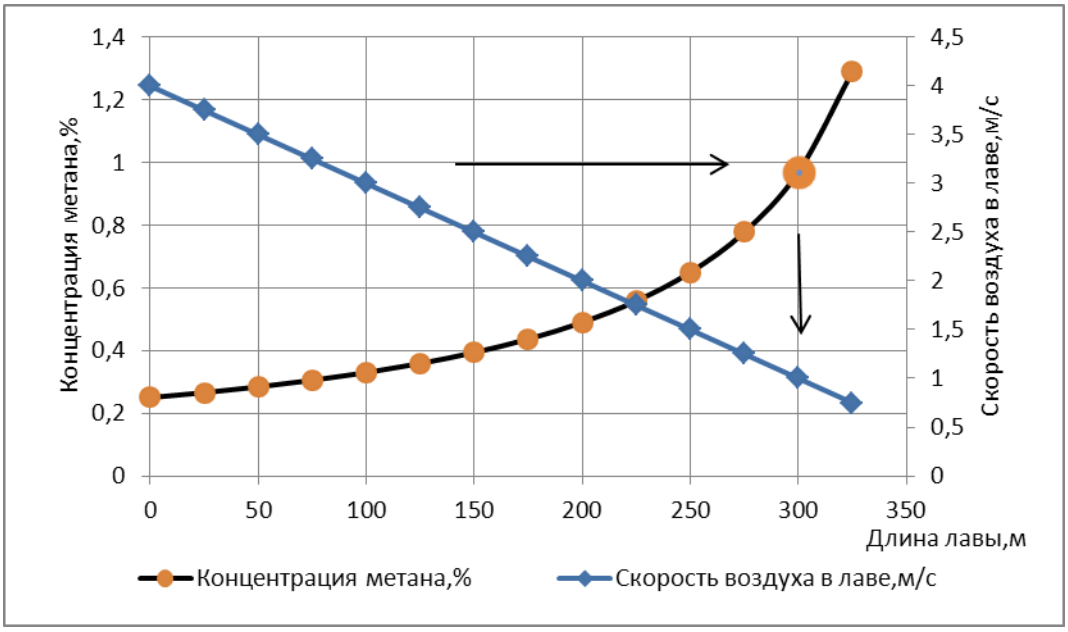



Рис.1. Нелинейный рост концентрации метана по длине лавы

Как видно из рис. 1, даже при отсутствии поступления метана в лаву из выработанного пространства зависимость концентрации метана от длины лавы является нелинейной, гиперболической, резко возрастающей на исходящей струе воздуха.

Из условия (19) следует, что необходимость соблюдения по правилам безопасности допускаемой концентрации метана на исходящей струе лавы (1%) определяет максимально допускаемую по газовому фактору длину лавы:

$$[L]=\frac{V_0-0{,}6[\mu](v_{\max}Sk_{оз}-\dfrac{kv_{\min}n_{co}mr}{\sin\beta})}{k_M-0{,}6[\mu]\dfrac{v_{\min}s_c}{b_c}}, \qquad (11)$$

которая для данной задачи составляет 300 м (см. рис.2).

Таким образом, вследствие постоянно происходящих утечек воздуха через секции механизированной крепи в выработанное пространство концентрация метана по длине лавы увеличивается нелинейно, существенно возрастая в конце лавы, на исходящей струе воздуха. В результате появляется необходимость ограничения длины лавы и, соответственно, производительности очистного забоя.

Нашими исследованиями [11−13] установлено, что производительность комплексно-механизированного очистного забоя нелинейно возрастает при увеличении его длины:

$$A_i(L)=\frac{a}{b_i+\dfrac{d_i}{L}},(i=1{,}2), \qquad (12)$$

где $a,b_i,d_i$ − технологические параметры, определяемые соответственно при односторонней ($i$= 1) или челноковой ($i$ = 2) схемах работы комбайна по формулам, приведенным в [11].

Введение в зависимость (12) формулы (11) определяет допускаемую производительность очистного забоя по газовому фактору в зависимости от допускаемой длины лавы (рис. 2).

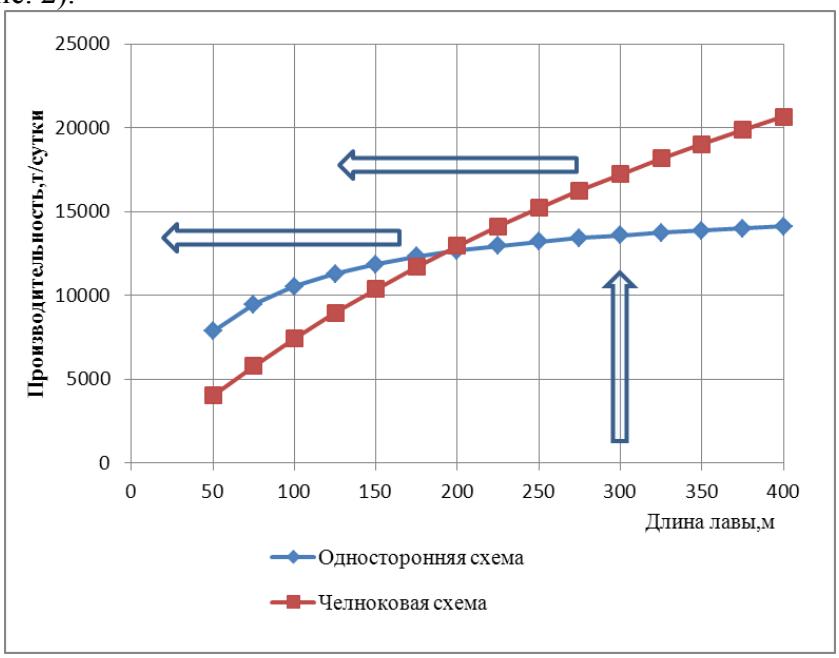



Рис. 2. Схема определения допускаемой по газовому фактору производительности очистного забоя

Как видно, для поставленных условий задачи допускаемая длина лавы составляет 300 м, а допускаемая производительность очистного забоя составляет 17000 т/сутки при челноковой схеме движения очистного комбайна К500 и 13000 т/сутки – при односторонней схеме движения этого комбайна с зачисткой угля обратным ходом.

Таким образом, для определения допускаемой по газовому фактору длины и производительности очистнго забоя предлагается следующий алгоритм:

- определяется максимально допустимое количество воздуха на входящей струе для проветривания лавы,
- определяются утечки воздуха через секции механизированной крепи в выработанное пространство по всей длине лавы.
- определяется фактический расход и средняя скорость движения потока воздуха на исходящей струе лавы с учетом утечек в выработанное пространство,
- определяется зависимость концентрация метана на исходящей струе воздуха из лавы от ее длины,
- для построенной зависимости концентрации метана от длины лавы определяется допускаемая ее длина, при которой концентрация метана на исходящей струе достигает 1%,
- определяется допускаемая производительность очистного забоя в зависимости от схемы выемки угля и допускаемой длины лавы по газовому фактору.

## Выводы

Существующие методики и руководства по проектированию вентиляции угольных шахт имеют определенные недостатки. В них не учитывается турбулентность и неравномерность движения потока воздуха в лаве по ее контуру и длине, а также недостаточно учтены утечки воздуха из лавы в выработанное пространство. При оценке допускаемой производительности очистного забоя по газовому фактору в методиках отсутствует длина лавы и технологические схемы выемки угля (односторонняя, челноковая). Сравнительный анализ фактических показателей и проектных оценок газовыделения высокопроизводительных очистных забоев по существующим методикам показывает их существенное различие. Газовыделение из угольных пластов по расчетным данным в 2 – 5 раз выше фактических показателей, что, в конечном итоге, приводит к необходимости корректировки существующих руководств по вентиляции угольных шахт. Утечки воздушного потока в лаве через секции механизированной крепи в выработанное пространство приводят к снижению скорости вентиляционной струи и нелинейному росту концентрации метана в зависимости от длины лавы.

Полученные зависимости концентрации метана от длины лавы позволяют по-другому подойти к решению поставленной задачи, а именно, допускаемую производительность очистного забоя по газовому фактору предлагается определять в зависимости от допускаемой длины лавы, при которой концентрация метана на исходящей струе достигает предельно допустимой по правилам безопасности угольных и сланцевых шахт. В результате решения задачи по предлагаемой алгоритму установлено, что допускаемая по газовому фактору нагрузка на очистной забой в значительной степени зависит от длины лавы и различна для односторонней и челноковой схем выемки угля шнековым комбайном.

## Список литературы

1. Ермолаев А.М., Егоров П.В., Ермолаев А.А. Определение предельной нагрузки на очистной забой по газовому фактору в сверхкатегорных шахтах // Уголь. −2006. −№ 11. с.6−7.
2. Сластунов С.И., Каркашадзе Г.Г., Коликов К.С., Ермак Г.П. Методика расчета допустимой нагрузки на очистной угольный забой по газовому фактору // ФТПРПИ. −2013. − № 6. – с.53−59.
3. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт // Макеевка-Донбасс. 1989.

4. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт // Киев. 1994.
5. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт // М., 2010.
6. Инструкция по применению схем проветривания выемочных участков шахт с изолированным отводом метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающих установок //Утверждена приказом № 680 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору 01.12.2011.
7. Гращенков Н.Ф., Петросян А.Э., Фролов М.А. и др. Рудничная вентиляция: справочник. Под ред. К.З. Ушакова. / М., Недра, 1988.
8. Правила безопасности в угольных шахтах. Постановление федерального горного и промышленного надзора РФ № 50 от 05.06.2003. М., 2003.
9. Тимошенко А.М., Баранова М.Н., Никифоров Д.В. и др. Некоторые аспекты применения нормативных документов при проектировании высокопроизводительных выемочных участков угольных шахт / г. Кемерово, Вестник НЦ ВостНИИ, 2010. − №1.
10. Джанколи Д. Физика. т.1. М., Мир, 1989. – 653с.
11. Ордин А.А., Метельков А.А. Оптимизация длины лавы и производительности комплексно-механизированного очистного забоя угольной шахты // ФТПРПИ, - 2013. - № 2. –с.100−113.
12. Ордин А.А. Никольский А.М., Метельков А.А. Моделирование и оптимизация технологических параметров очистных и подготовительных работ в панели угольной шахты// ФТПРПИ, - 2013. - № 6. –с.117−127.
13. Ордин А.А. Никольский А.М., Метельков А.А. Оптимизация технологии подземной разработки пологих угольных пластов. Основные зависимости и закономерности механизированной добычи угля в длинных очистных забоях // Palmarium Academic Publishing. Saarbrucken, Deutschland, 2013. −109 с.

УДК 622.27

# ИННОВАЦИТОННЫЕ АСПЕКТЫ БЕЗЛЮДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ КУЗБАССА

***д.т.н. Федорин В.А., к.т.н. Шахматов В.Я., Михайлов А.Ю.***
***Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация:*** В рамках проекта РФФИ-регион № 13-07-98023 рассматривается технология “Highwall”, как промежуточное звено открыто-подземного способа разработки угольных пластов, для безлюдной робототехнической угледобывающей системы Кузбасса.

***Ключевые слова:*** технологический комплекс, глубокая разработка, угольный пласт, безлюдная технология.

Современное состояние угольной промышленности Кузбасса характеризуется ростом объемов производства и переходом к инновационным технологиям, обеспечивающим конкурентоспособность продукции на внутреннем и внешнем рынках с учетом экономических, социальных и экологических последствий. Особое внимание Администрация Кемеровской области обращает на создание безлюдной робототехнической угледобывающей системы (проект РФФИ-регион № 13-07-98023).

Основой наших исследований являются научно-методические разработки специалистов ИПКОН РАН [1] и НТЦ-НИИОГР [2] применительно к комбинированной (открыто-подземной) геотехнологии комплексного освоения угольных месторождений. Для ви-

зуализации модели объектов в трехмерном пространстве используются компьютерные технологии на основе систем MINEFRAME (ГоИ КНЦ РАН) и MTSS (КТИ ВТ СО РАН) .

В Институте угля СО РАН разработана научная концепция открыто-подземного способа комплексного освоения угольных месторождений по глубине тремя ярусами, защищенная патентами РФ [3].

Объединение открытых и подземных горных работ с использованием общей производственной инфраструктуры на строящихся и действующих угольных разрезах определяет современную тенденцию освоения угольных месторождений Кузбасса открыто-подземным способом.

Использование геотехнологии “Highwall” (Комплекс глубокой разработки пластов – КГРП в российской интерпретации) в приконтурной зоне угольного разреза как эффективной технологии переходного звена в комбинированном способе разработки пластовых месторождений расширяет возможности безопасной работы открыто-подземным способом по безлюдной технологии.

Технология Highwall является разновидностью подземной камерно-столбовой системы разработки (Shortwall), требующей подготовленного фронта работ в виде пласта в борту открытой горной выработки. Глубокая разработка пластов может рассматриваться и как дополнение к открытому способу добычи. Фактически открытые горные работы являются средством, обеспечивающим доступ к угольным пластам техники, осуществляющей подземную добычу.

Глубокое «выбуривание» пластов позволяет скомбинировать наземные и подземные разработки, что приводит к максимальному увеличению объемов и эффективности добычи. Преимущества данного способа угледобычи включают:

- высокую годовую производительность (до 1,5 млн.т в год на один комплекс);
- высокий уровень извлечения угля (60-75 %);
- низкий уровень засорений, обеспечивающий высокое качество добываемого угля;
- высокий уровень безопасности ведения работ;
- невысокие эксплуатационные затраты на тонну;
- быстрая окупаемость и надежность вложений.

Высокий уровень извлечения запасов достигается за счет отработки пласта камерами прямоугольного сечения длиной до 300 м, высотой до 4,8 м и шириной до 3,5 м. Основные эксплуатационные потери образуются за счет межкамерных целиков шириной 1-1,8 м, которые служат для удержания вышележащей толщи вскрышных пород от обрушений и завалов. По сравнению с камерно-столбовой системой разработки снижается ширина барьерного целика.

Низкий уровень засорений обеспечивается использованием низкопрофильного врубового комбайна. Рабочий орган представляет собой цилиндрический барабан с рабочими зубьями, который, вращаясь, рубит уголь. В комплекте могут использоваться сменные рабочие органы, предназначенные для использования на пластах мощностью от 0,71 м.

Относительно невысокие эксплуатационные затраты на тонну при глубокой разработке пластов предопределяются:

- отсутствием необходимости проведения подземных горно-подготовительных выработок и значительных объемов вскрышных работ (на действующих разрезах добыча может вестись с любого широкого уступа);
- достижением производительности персонала 900 т/чел. в месяц и более, что в 4-5 раз выше среднеотраслевых показателей.

Быстрая окупаемость и надежность вложений обеспечивается за счет использования минимального комплекта надежного высокопроизводительного оборудования, не требующего значительных вложений в развитие инфраструктуры. Практически отсутствует

необходимость строительства капитальных сооружений; обеспечивается минимальная потребность в электроснабжении и организации ремонтно-складского хозяйства. Небольшая численность персонала позволяет при необходимости организовать работу вахтовым методом и минимизировать социальные проблемы.

Каждый комплект необходимого основного оборудования включает: КГРП, погрузчик CAT-966 для монтажа-демонтажа секций; погрузчик типа CAT-992 (с ёмкостью ковша E=8-12 м$^3$) для погрузки угля, добытого КГРП; гидравлический экскаватор (обратная лопата) типа CAT-385, обеспечивающий подготовку площадки для КГРП; автосамосвалы грузоподъёмностью не менее 40 т; бульдозеры типа CAT-D7, CAT-D9 и (или) CAT-D10; автогрейдер типа ДЗ-98; ремонтную автомастерскую на базе автомашины. При целесообразности или необходимости параллельного ведения открытых горных работ номенклатура оборудования может быть расширена в части использования буровых станков типа «Ingersoll M-45», экскаваторов с ковшом до 20 м$^3$, автосамосвалов грузоподъемностью до 200 т.

Высокая коммерческая эффективность способа глубокой отработки пластов с применением КГРП может быть достигнута на месторождениях как коксующихся, так и энергетических углей, особенно при поверхностной отработке шахтных полей и доработке разрезов в граничных контурах. Эффективная добыча может быть достигнута на угольных пластах с мощностью 0,7-4,8 м с углами падения до 20-25˚. В этом случае годовая производительность одного КГРП достигает 1,5 млн.т, годовая производительность персонала – 12-18 тыс.т/чел. Окупаемость таких проектов составляет в среднем 2,5 года при внутренней норме доходности 35-40 %.

Производительность технологии глубокой разработки пластов обеспечивается использованием для добычи комбайна непрерывного действия, снабженного специальным устройством для разрушения угля и последующего извлечения его на поверхность (рис. 1).

Рис. 1. Общий вид комплекса глубокой разработки пластов (КГРП)

КГРП устанавливается на открытой площадке, которая образуется в результате извлечения вскрышных пород и угля по контуру блока, предполагаемого к разработке с использованием данной системы. Режущая головка врезается в пласт на уровне подошвы и затем, вырезая уголь, поднимается до кровли. Движения повторяются до того момента,

пока глубина внедрения режущей головки не достигнет длины секции толкателя (6,1 м). Для продолжения выемки пласта погрузчик вставляет дополнительную секцию толкателя и работа возобновляется (рис. 2). Отбитый уголь поступает на поверхность посредством двух шнеков, расположенных в секциях стрелы и ленточного конвейера. Погрузка угля производится посредством погрузчика из штабеля возле комплекса.

Рис. 2. Очистные работы по добыче угольного пласта в камере

Для продолжения добычных работ секции толкателя извлекают из забоя, складируют на поверхности и передвигают комплекс в новое положение, где после установки весь цикл повторяется.

Безопасность работы обеспечена отсутствием рабочих в забое, отбойкой угля без взрывания, системой высоконадежных подземных электросистем, низкой скоростью вращения исполнительного барабана.

Отвечая на вопросы проектировщиков Спб-Гипрошахт по результатам работы КГРП на угольном разрезе «Распадский» были сформулированы следующие предложения:

1. Угол отработки камеры КГРП можно изменять в зависимости от угла падения пласта, меняя также направление (по диагонали) оси камеры в плоскости пласта. Диапазон наклона оси камеры от 0 до 25 градусов на пологих пластах и на мощных крутых пластах более 65 градусов.
2. Изменение высоты забоя от 0,8 до 4,8 м (за рубежом до 6 м) и шириной до 3,5 м в зависимости от режущего модуля “Joy” со скоростью вращения 90-120 об/мин. Существуют также специальные датчики гамма-излучения для регулировки высоты исполнительного органа (см. русский перевод журнала “Coal International”, выпуск 1, май 2007 г.).
3. Скорость бурения зависит от мощности угольного пласта, его крепости и выхода штыба. Обычно используют понятие - производительность комплекса (на угольном разрезе это 3-5 тыс.т в сутки).
4. Ширина заходки складывается из ширины рабочего органа и двойной ширины разбуривания по кромке исполнительного органа.
5. Ширина межкамерного целика угля (1-3 м) определяется геомеханическими свойствами вмещающих пород и напряженно-деформированным состоянием массива горных пород приконтурной зоны борта разреза. В мировой практике в сложных горно-геологических условиях после серии 8-10 камер оставляется целик до 20 м, чтобы отсечь накопление НДС массива (см. журнал World Coal. – 2001. – December. P. 19-27, а до этого лучше журнал «Открытые горные работы (ОГР)» № 2, 2000, с. 54-56.).

К эксплуатационным потерям (рис. 3) при использовании КГРП относятся запасы угля:

- оставляемые при планировке пласта в целике;
- образуемых при разбуривании выработки;
- оставляемых в целиках между камерами, блоками, слоями, образуемыми при выбуривании пластов (размеры целиков определяются геомеханическими расчетами);
- связанные с погрузкой и транспортированием угля.

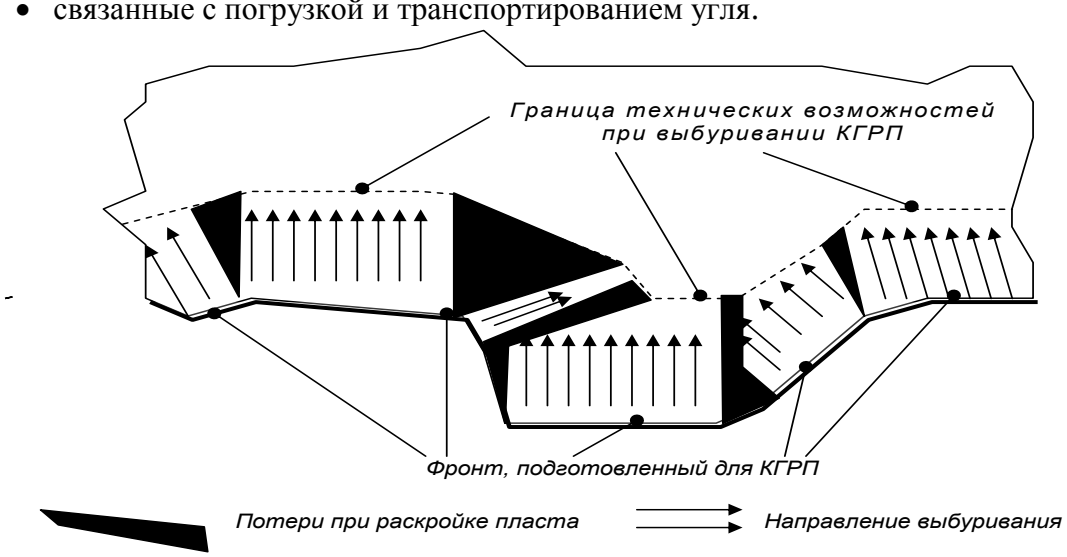



Рис. 3. Схема к расчету потерь в целиках, оставляемых при планировке поля

Одним из важных факторов увеличения производительности является максимизация длины камеры (до 300 м, при теоретическом 500 м). На практике этот параметр определяется гипсометрией пласта, его выдержанностью, наличием и интенсивностью геологических нарушений, физико-механическими свойствами угля и пород кровли. В среднем на разрезе длина камеры составляет 100-150 м и лишь 25% свыше 150-200 м (рис.4).

Рис. 4. Безлюдная выемка пласта с использованием КГРП (межкамерные целики)

Использование КГРП в России показало, что возможная производительность комплекса в зависимости от горно-геологических условий может составлять от 500 до 1200 тыс.т в год.

Способ открыто-подземной разработки свиты пологих угольных пластов с использованием КГРП имеет патент на изобретение №2285121 (рис.5) [4].

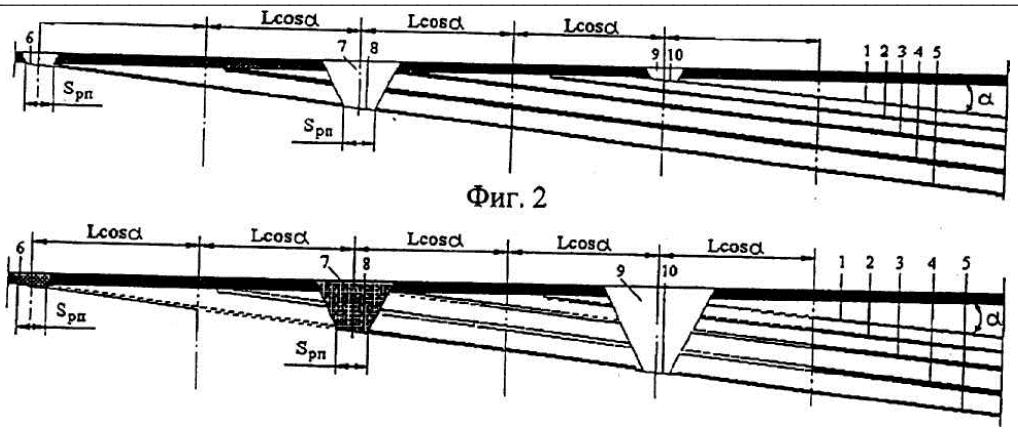



Рис. 5. Способ предварительной подготовки фронта очистных работ

Способ включает предварительную подготовку фронта очистных работ путем вскрытия пласта и сооружения рабочей площадки по линии простирания на уровне почвы разрабатываемого пласта, монтаж на рабочей площадке комплекса глубокой разработки пласта, выемку угля в стороне от рабочей площадки путем проведения параллельных выработок прямоугольного сечения, выдачу отбитого угля по выработке на рабочую площадку и погрузку его в транспортное средство или складирование в штабель. Рабочую площадку сооружают на поверхности по линии выхода нижнего пласта свиты под наносы и ведут с нее добычу угля из указанного пласта на глубину L. Во время добычи вскрывают внутренний пласт свиты путем проведения траншеи на расстоянии от рабочей площадки, равном 2Lcosα, и отработку пластов из траншеи осуществляют в нисходящем порядке. Изобретение направлено на снижение объёма вскрышных работ, повышение извлечения полезных ископаемых, снижение ущерба, наносимого окружающей среде.

Объём подготовительной горной выработки предлагается рассчитывать с использованием программы нового поколения Civil 3D, которая рассчитывает объемы земляных работ, выполняет обновление изображения в реальном времени и является моделью динамического проектирования, содержащей основные элементы геометрии и поддерживающей интеллектуальные связи между объектами (точки, поверхности, земельные участки, дороги и планировка).

Расчет ведется с построения таблицы EXCEL, в которую заносится база данных. База данных включает в себя множество точек-отметок поверхности, по которым отстраиваются горизонтали поверхности, а также необходимые примечания, используемые для построения отдельных объектов [5].

Вначале выстраивается и редактируется цифровая модель местности (рельеф) по точкам поверхности, а затем строится проектируемая поверхность и ведется расчет объемов земляных работ с учетом откосов.

Civil 3D позволяет за минимальное время построить профили поверхности по заданным линиям и вставить их в чертеж, быстро перестроить поверхность при введении новых объектов и т.д., просматривать построенные поверхности с любых сторон с помощью функции 3D-ORBIT.

Учитывая, что технологический комплекс комбинированной разработки угольных месторождений рассматривается в данной работе как совокупность функционально взаимосвязанных средств технологического оснащения открытых и подземных работ для выполнения в регламентированных горно-геологических условиях добычи угля заданных технологических процессов или операций, авторы в 2011 г. получили 2 патента РФ [6,7], а в 2013 году - 3 патента РФ на комбинацию технологий “Highwall” и “Sortwall” [8-10]. Содержание патентов можно узнать по Интернету.

Усиление патентной защиты безлюдной технологии разработки угольных пластов Кузбасса связано с вступлением России в ВТО.

## Список литературы

1. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Комбинированная разработка рудных месторождений: Учебное пособие. – М.: Издательство «Горная книга, 2012. -344 с.: ил.

2. Техническое перевооружение участка открытых горных работ ООО «Краснобродский Южный»/Том 1. Горнотранспортная часть/ - Челябинск: НТЦ НИИОГР, 2010. 184 с., ил.

3. Федорин В.А., Шахматов В.Я., Михайлов А.Ю. Технологический комплекс открыто-подземного способа разработки угольных месторождений Кузбасса// Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: Материалы международной научно-практической конференции: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2012. –С. 20-26.

4. Патент РФ № 2285121. Способ открыто-подземной разработки свиты пологих угольных пластов./Авторы Ялевский В.Д., Федорин В.А., Анферов Б.А., Варфоломеев Е.Л., Кассина О.В./ Опубликовано 10.10.2006 Бюл. № 28.

5. Федорин В.А., Михайлов А.Ю., Ивершина Г.Е. Геотехнологические аспекты открыто-подземного (совмещенного) способа освоения угольных месторождений Кузбасса. /ГИАБ № 11, Москва, 2008. –С. 261-269.

6. Патент РФ № 2435956. Способ открыто-подземной разработки мощного пологого угольного пласта./Авторы: Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В./ Опубликовано 10.12.2011 Бюл. № 34.

7. Патент РФ № 2430236. Способ комбинированной разработки угольных месторождений./Авторы: Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А.. Кузнецова Л.В./ Опубликовано 27.09.2011 Бюл. № 27.

8. Патент РФ № 2490455. Способ открыто-подземной разработки пологого угольного пласта средней мощности./Авторы: Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А.. Кузнецова Л.В./ Опубликовано 20.08.2013 Бюл. № 23.

9. Патент РФ № 2490456. Способ открыто-подземной разработки мощного пологого угольного пласта./ Авторы: Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А.. Кузнецова Л.В./ Опубликовано 20.08.2013 Бюл. № 23.

10. Патент РФ № 2490457. Способ открыто-подземной разработки пологого угольного пласта средней мощности./ Авторы: Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А.. Кузнецова Л.В./ Опубликовано 20.08.2013 Бюл. № 23.

УДК 622.27

# ВНЕДРЕНИЕ И РАЗВИТИЕ СОВРЕМЕННОЙ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ УГЛЯ БЕЗ ПРИСУТСТВИЯ ЛЮДЕЙ В ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТКАХ ДЛЯ УСЛОВИЙ ТЕРСИНСКОГО ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО РАЙОНА

***д.т.н. Федорин В.А., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л.***
***Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация:*** Рассматривается использование комплекса глубокой разработки угольных пластов (КГРП) применительно к условиям Кушеяковского месторождения Терсинского геолого-экономического района, также область расширения использования КГРП за счет вскрытия траншеями.

***Ключевые слова:*** Комплекс глубокой разработки пластов, траншея, открытые горные работы, Терсинский район, Кушеяковское месторождение, запасы.

Добыча угля, как известно, осуществляется открытым и подземным способами. Вместе с тем, оба способа имеют существенные недостатки. Более продуктивный и безопасный открытый способ наносит весьма заметный ущерб экологии, выражающийся в нарушении поверхности земли, выбросе в больших объемах вредных веществ в атмосферу вследствие взрывных работ, использование автосамосвалов, бульдозеров и др.

Подземный способ является для работающих более трудоемким и опасным, чем открытый и также, как последний, наносит ущерб окружающей природе.

На фоне вышеизложенного, специалисты, в первую очередь подземных работ, все более озабочены идеями подземного способа добычи без присутствия людей под землей, или, как минимум, без присутствия людей в забоях.

В 2004 году на разрезе «Распадский» проведена опытно-промышленная эксплуатация уникального комплекса - комплекса глубокой разработки пластов (КГРП). КГРП является полностью автономной, мобильной, высокопроизводительной и экономичной угледобывающей системой, позволяющей осуществлять полностью механизированную подземную разработку угольных пластов (рис.1) [1, 2].

Рис. 1. Комплекс глубокой разработки пластов (КГРП)

КГРП позволяет отрабатывать угольные пласты мощностью от 1,1 м до 4,8 м. Длина отработки пласта по падению - 300 м. При разработке пологих пластов рабочая площадка будет представлять собой горизонтальную или наклонную площадку, ориентированную по простиранию пласта (до 15-25$^0$) и развернутую относительно его простирания в зависимости от угла падения. При разработке крутопадающих пластов рабочая промплощадка представляет собой наклонную берму, расположенную вдоль простирания пласта, ориентированную по нормали к нему [3]. Технические характеристики КГРП приведены в табл. 1.

Таблица 1

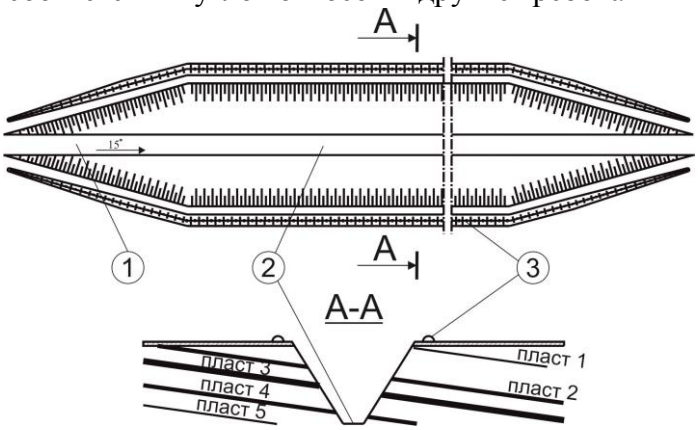
Технические характеристики КГРП

| Показатели | КГРП |
|---|---|
| Общая установленная мощность, кВт | 1200 (1600) |
| Длина машины, м | 14,02 |
| Ширина машины в режиме добычи, измеренная без модуля электрической мощности, м | 11,58 |
| Максимальный угол падения отрабатываемого пласта, град | 22-25 |
| Ширина реза, мм | 3510 |
| Высота проводимой камеры, мм<br>- минимальная<br>- максимальная | <br>1100<br>4800 |
| Длина отработки пласта по падению, м | 300 |
| Уровень автоматического срабатывания датчиков метана, %<br>- предупредительный сигнал<br>- остановка работы машины | <br>1<br>2 |

Подземный КГРП представляется в перспективе, как способ, существенно сокращающий открытый и подземный способы добычи угля, как этап развития добычи угля без присутствия людей, непосредственно, под землей.

Принцип работы КГРП заключается в отработке пластов угля с дневной поверхности – из выработок открытых горных работ, в т. ч. достигших предельного коэффициента вскрыши. Комплекс может также применяться на выходах угольных пластов шахтных полей или на новых месторождениях с неразвитой инфраструктурой.

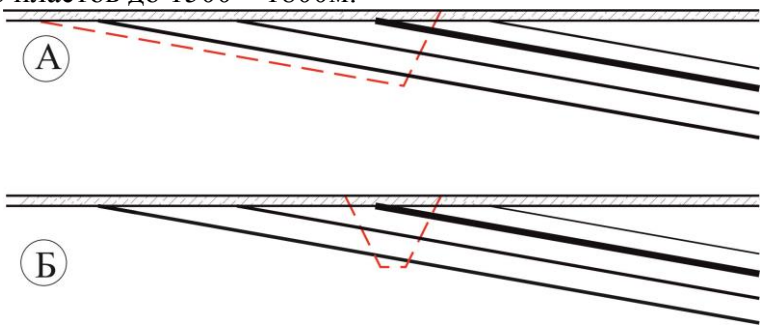
Для расширения области использование КГРП предлагается вскрытие траншеями на глубину превышающую 200м [4]. Несомненно, строительство таких траншей это сложное сооружение (рис.2.) и требует наличия проектной документации, обеспечивающей безопасность работ, соответствия углов откосов и другие требования ПБ.




1 – въездная часть траншеи; 2 – донная часть траншеи;
3 – защитно-оградительная насыпь
Рис 2 Схема отработки пластов угля КГРП, вскрытых траншеями

Вместе с тем, объемы вскрытия запасов траншеями значительно снижаются, по расчетам в 2-2,5 раза против вскрытия традиционными способами с размещением вскрышных пород в отвалах разрезов (рис.3.). Соответственно уменьшается коэффициент вскрыши.

Весьма важно, что технологии с использованием глубоких траншей в сочетании с КГРП позволяют продлить эффективные работы по добыче угля на расстояние от поверхности по падению пластов до 1500 – 1800м.




А – традиционная технология (открытые горные работы);
Б – технология вскрытия траншеями.
Рис. 3. Сравнение объемов вскрышных работ

Далее рассмотрено выделение запасов для первоочередных работ по добыче угля с применением КГРП в Терсинском геолого-экономическом районе (ГЭР). КГРП, как принято, отрабатываются угольные пласты с дневной поверхности (выхода пластов) или с бортов разрезов.

В связи с этим рассматриваются участки для открытой добычи. По состоянию на 01.01.2012 г. балансовые запасы для открытой добычи в Терсинском ГЭР составляют 19,9

млн. т, категории $A+B+C_1$ [5]. Запасы сосредоточены на участке Кушеяковский VIII-IX, участок является частью Кушеяковского месторождения Терсинского ГЭР Кузбасса (рис.4), занимает южное крыло одноименной брахисинклинали. Строение участка простое (группа сложности геологического строения – 1), крупных дизъюнктивных нарушений в пределах участка нет, имеют место лишь мелкоамплитудные нарушения. Углы падения угленосной толщи, участвующей в строении участка, изменяются от 8 до 30 градусов, при наиболее частых значениях в 10-20°. Угли относятся к коксующемся, марка ГЖ, зольность 6,0-13,0%, содержание серы 0,2-1,8%.

1 – Кушеяковский I; 2 – Кушеяковский II; 3 – Кушеяковский III;
4 – Кушеяковский IIIбис; 5 – Кушеяковский IV; 6 – Кушеяковский V-VII;
7 – Кушеяковский VIII-IX; 8 – Кушеяковский X-XI; 9 – Кушеяковский XII-XIII;
– населенные пункты;
– границы геолого-экономических районов

Рис. 4. Схема расположения участков Кушеяковского месторождения Терсинского ГЭР

При рассмотрении технологии КГРП с использованием траншей в Терсинском ГЭР учитывается не только её высокая производительность и мобильность, но и нагрузка на экологическую обстановку, которая будет значительно ниже по сравнению с традиционными способами ведения открытых горных работ. Учитывается так же тот факт, что плотность населения района в 30 раз ниже, чем в среднем по Кузбассу [6], а для обслуживания всей установки достаточно всего 4-х человек. Кроме этого комплекс является полностью автономным (снабжается электроэнергией от электрогенераторной дизельной системы), что не требует дополнительной производственной инфраструктуры, которая представлена в районе в крайне ограниченных масштабах. Так же рассматриваемая технология, в связи с низкими эксплуатационными затратами, позволяет активно осуществлять накопление финансовых ресурсов для строительства новых угледобывающих предприятий.

*Работа выполнена при финансовой поддержки проекта РФФИ 13-05-98030 р_сибирь_а «Укрепление сырьевой базы угольной промышленности Кузбасса за счет освоения Терсинского геолого-экономического района»*

**Список литературы**

1. Нецветаев А.Г., Репин Л.Н., Соколовский А.В. Технология добычи угля с применением комплексов глубокой разработки пластов // Уголь. 2004. № 11. С. 41-43.
2. https://mining.cat.com/
3. Нецветаев А.Г., Репин Л.Н., Соколовский А.В., Юткин А.В. Первый российский опыт применения технологии глубокой разработки угольных пластов: устойчивость массива и потери угля в недрах // Уголь. – 2004. – №12. – С.10-12.
4. Ялевский В.Д., Федорин В.А., Анферов Б.А., Варфоломеев Е.Л., Кассина О.В. Патент РФ №2285121 от 10.10.2006 г. Способ открыто-подземной разработки свиты угольных пластов.
5. Баланс запасов углей каменных и бурых Кемеровской области по состоянию на 01.01.2012 г
6. Станкус В.М., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В. Состояние и перспективы освоения Терсинского геолого-экономического района К»збасса // Уголь. 2006 №11. С. 37-41.

УДК 622.273.121.016.62

# ОЦЕНКА ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ПРИКОНТУРНОГО МАССИВА ПРИ ВВОДЕ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА В ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ПРОЙДЕННУЮ ДЕМОНТАЖНУЮ КАМЕРУ

***Филимонов М.С., чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., к.т.н. Гречишкин П.В.***
***Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Представлены результаты наблюдения за геомеханическим состоянием вмещающих пород предварительно пройденной демонтажной камеры при вводе в нее механизированного комплекса.

***Ключевые слова:*** предварительно пройденная демонтажная камера, тонкие пласты угля, анкерная крепь, канатный анкер

На сегодняшний день широко используется технология демонтажа механизированных комплексов с применением предварительно пройденных демонтажных камер (ППДК). Как правило, при расчете усиление крепи не учитывается угол и скорость въезда механизированного комплекса в ППДК. Не достаточно изучено геомеханическое состояние погашаемого угольного целика, влияющее на эффективность и безопасность предлагаемой технологии.

В этой связи целью работы является изучение геомеханического состояния пород в окрестности ППДК с учетом схемы заводки механизированного комплекса и места расположения демонтажной камеры (ДК).

В Кузбассе тонкие пласты угля отрабатывают шахта «Березовская», «Чертинская-Южная», «Первомайская» [1,2]. В условиях «Шахта Чертинская-Южная» были проведены наблюдения за состоянием ППДК вне и в зоне опорного давления, при въезде и демонтаже механизированного комплекса.

**Горно-геологические условия ППДК №613.** Глубина горных работ №613 230 - 250 м. Мощность пласта – 0,9 – 1,14 м., при средней 0.98 м., коэффициент крепости угля f =1,4 – 2,1.

Основная кровля представлена песчаником мелкозернистым, трещиноватым, средней обрушаемости, мощностью 5,2 - 8 м. и коэффициент крепости по шкале проф. Протодьяконова f = 6 - 8. Местами с прослоями алевролита.

Непосредственная кровля представлена алевролитами мелко и крупнозернистыми, местами с прослоями песчаника, слоистыми, трещиноватыми и сильно трещиноватыми, от неустойчивых до весьма неустойчивых, мощностью 1,8 – 3,6 м, коэффициент крепости f = 3 - 4. Нижний слой мощностью до 0,6 – 0,8 м. местами до весьма неустойчивого.

Ложные кровля и почва распространены не повсеместно и представлены алевролитами, реже аргиллитами, сильно трещиноватыми, местами смятыми, мощностью 0 – 0,35 м., средней мощностью л.кр. – 0,07, л.п. – 0,02 м. и коэффициент крепости f = 2.

Непосредственная почва представлена алевролитами мелко-крупнозернистыми, трещиноватыми, местами сильно трещиноватыми в верхней части, неустойчивыми до средней устойчивости, мощностью 2,3-4,8 м, коэффициент крепости f = 3 - 4.

Основная почва представлена песчаниками мелкозернистым, мощностью 2,9 – 10,8 м и коэффициент крепости f = 6 - 8. переходящий в переслаивание алевролитов и песчаников в районе демонтажной камеры

**Результаты визуального осмотра ППДК вне зоны опорного давления 11.02.2014 г.** При подходе очистного комплекса к ППДК на расстоянии от вентиляционного штрека 36 метров и конвейерного штрека 21 метров. По конвейерному штреку наблюдается развитие трещиноватости рабочего бока выработки на расстоянии 10 метров от линии очистного забоя. По вентиляционному штреку подобных проявлений не наблюдается. Установлено, что крепь усиления и сечение ППДК совпадают с проектной. Состояние крепи ППДК удовлетворительное [3]. На сопряжениях установлены реперные станции, смещений нет.

**Результаты визуального осмотра при заводке очистного комплекса в ППДК 14.02.2014г.** При въезде механизированного комплекса в ППДК отчетливо наблюдается треск массива в зонах №1 и №3 (рис. 1).

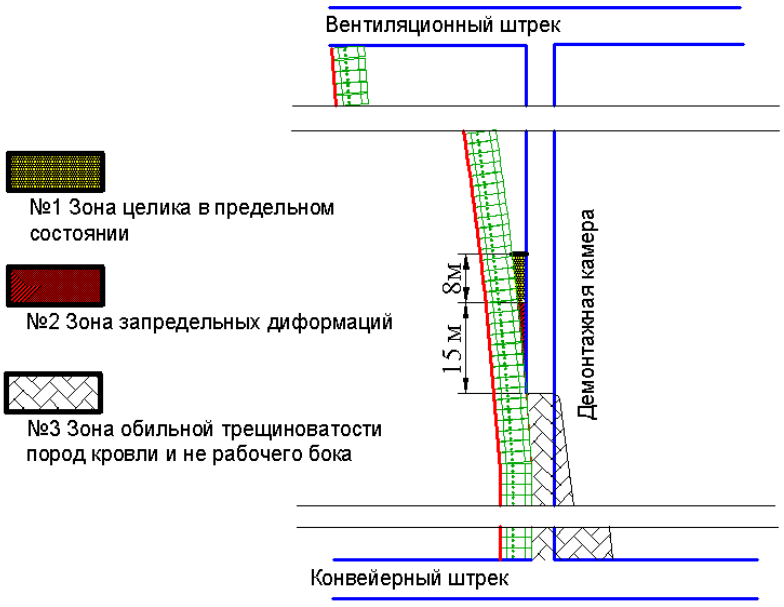



Рис. 1. Состояние выработки при заводке комплекса в предварительно пройденную демонтажную камеру

В зоне №2 наблюдается запредельное состояние угольного целика, пласт сильно трещиноват. На расстоянии от конвейерного штрека до зоны №1 наблюдается давление на крепь усиления. Угол въезда механизированного комплекса в ППДК составляет 9 – 11°. В зоне №3 наблюдается повышенная трещиноватость пород кровли и не рабочего бока ППДК, отслоения и отжимы пород на глубину 0.3 метра с бока выработки. Наблюдается значительная деформация опорных элементов крепи бока выработки (шайбы 300х300х6). Отмечены незначительные расслоения угольного пласта. Вышележащие породы ложной и непосредственной кровли по не рабочему боку находятся в раздавленном состоянии. При

въезде механизированного комплекса в ППДК секции крепи распираются до контакта с кровлей (рис. 2).

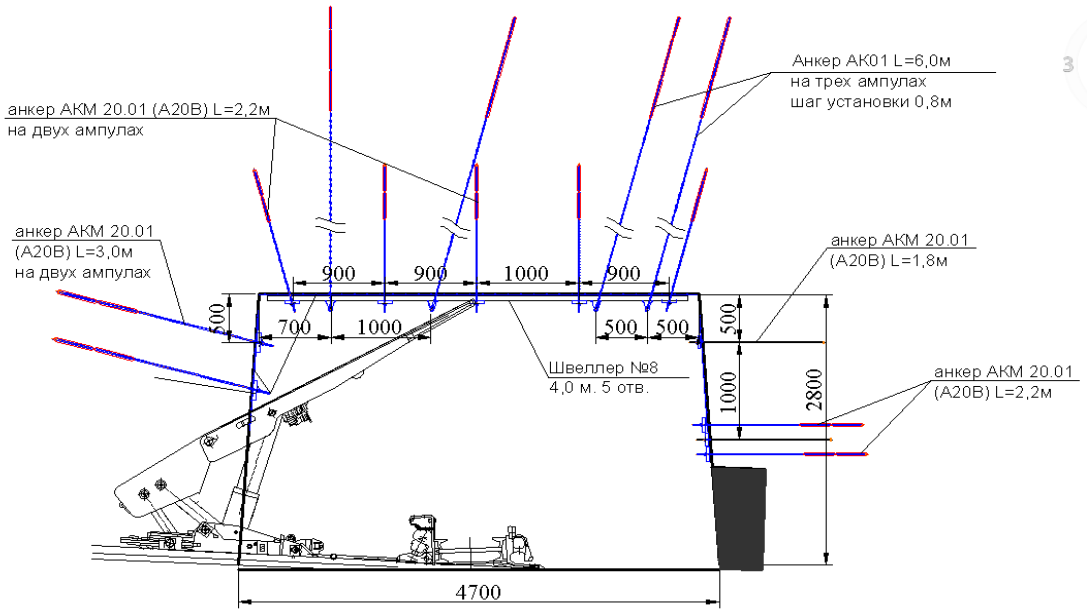



Рис. 2. Въезд механизированного комплекса в предварительно пройденную демонтажную камеру

Период въезда механизированного комплекса в ППДК составил 48 часов, с момента заводки первой секции механизированной крепи.

**Результаты визуального осмотра при демонтаже очистного комплекса в ППДК 21.02.2014г.** Высота ППДК после извлечения секций мехханизированой крепи сохраняется в проектных размерах. Породы непосредственной кровли в выработанном пространстве сохраняют устойчивость после извлечения секций крепи в течение 24 - 48 часов. Крепление демонтированного пространства не применяется (рудничные стойки, костровая крепь). В демонтажной камере устанавливается органный ряд рудничных стоек с шагом 1 м (рис. 3). Сопряжение конвейерного штрека и ППДК усилено канатными анкерами АК01 с шагом 1 метр в 2 ряда бесконечного подхвата из СВП22 и установкой костровой крепи.

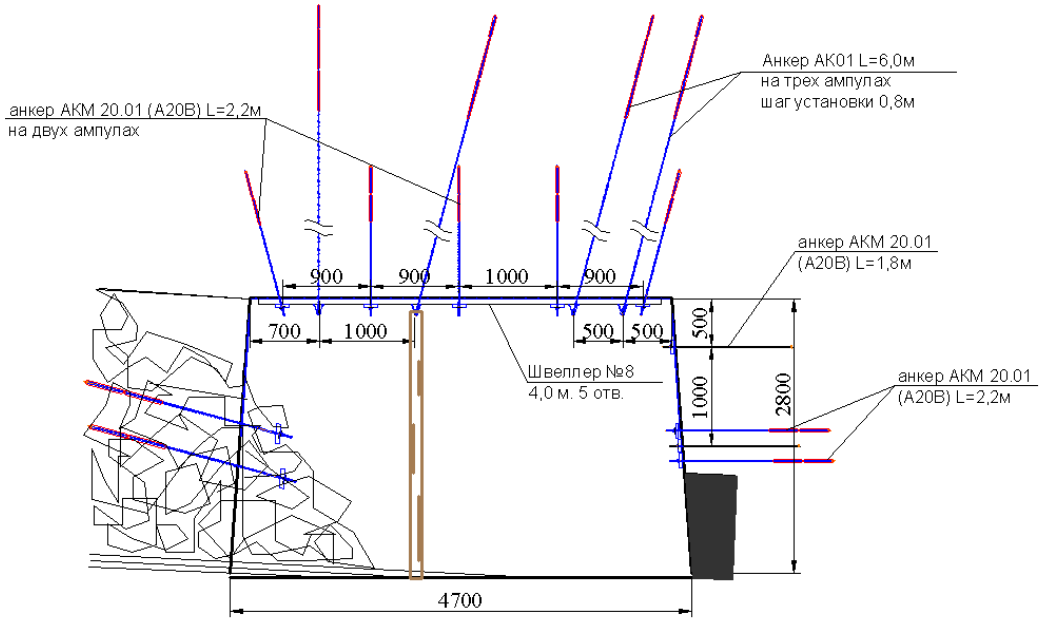



Рис.3. Состояние предварительно пройденной демонтажной камеры после извлечения секций крепи

По результатам мониторинга с использованием РГ 2 было выявлено за весь период поддержания ППДК следующие смещения:

Р1 = 20 мм, глубина установки 2,7 м;

Р2 = 35 мм, глубина установки 1,7 м.

Длина анкеров первого уровня 2,6 м. Спряжение вентиляционного штрека и ППДК усилено канатными анкерами АК01 с шагом 1 метр в 2 ряда бесконечного подхвата из СВП22 и установкой костровой крепи. Установленный глубинный репер РГ 2. Смещений не зафиксировано.

Выводы:

1) для обеспечения эффективного и безопасного демонтажа с применением технологии ППДК необходимо учитывать, как способ въезда, так и место расположения ППДК;

2) выбор и обоснование параметров крепи усиления следует осуществлять с учетом геомеханического состояния массива горных пород;

3) при вводе механизированного комплекса в ППДК под углом 9 - 11° в заданных горно-геологических и горно-технических условиях зона запредельных деформаций целика составляет в длину 15 м и шириной 1,5 м, зона предельного состояния в длину 8 м и шириной 2,3 м.

## Список литературы

1. Разумов Е. А. Канатный анкер АК01: предварительно пройденные демонтажные камеры / Е. А. Разумов, Ф. А. Анисимов, Г. В. Райко, П. В. Гречишкин // Уголь. – 2011. – № 7. – С. 20 – 22.

2. Клишин В. И. Управление горным давлением при подходе очистного забоя к демонтажной камере / В. И. Клишин, Ю. М. Леконцев, П. В. Сажин и др. // Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды; материалы конф. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2008. – С. 123 – 127.

3. Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах российской федерации. – СПб.: ВНИМИ, 2014. – 203 с.

УДК 53.083(430.1)

# ПРИМЕНЕНИЕ ВИБРОДИАГНОСТИКИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ЭКСПЕРТИЗЫ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ШАГАЮЩИХ ЭКСКАВАТОРОВ

***д.т.н. Герике Б.Л., к.т.н. Герике П.Б.***
***Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Дана оценка эффективности применения современных методов контроля технического состояния по параметрам механических колебаний. Приведена классификация различных типов дефектов на примере экскаваторов типа драглайн, эксплуатирующихся на угольных разрезах Кузбасса.

***Ключевые слова:*** вибродиагностика, динамическое оборудование, карьерный экскаватор, экспертиза промышленной безопасности.

Оборудование шагающих экскаваторов типа ЭШ, эксплуатирующихся на угольных разрезах Кузбасса, в настоящее время существенно выработало свой ресурс, часть его находится в недопустимом техническом состоянии. Согласно действующему на территории Российской Федерации законодательству, все технические устройства, применяемые

на опасном производственном объекте в процессе эксплуатации и выработавшие свой ресурс, в обязательном порядке подлежат процедуре экспертизы промышленной безопасности (ЭПБ). Неотъемлемой составляющей процедуры экспертизы является диагностирование технического состояния объекта с применением метода контроля по параметрам механических колебаний [1].

Основными методами неразрушающего контроля, нашедшими свое применение при проведении ЭПБ, являются следующие:

- визуально-измерительный контроль (ВИК), при помощи которого производится оценка состояния металлоконструкций (основного металла и сварных швов), конструктивных изменений объекта экспертизы;
- ультразвуковой контроль (УЗК) – используется для выявления скрытых трещин (не нашедших выход на поверхность металла) и проведения толщинометрии;
- метод акустической эмиссии (АЭ) применяется при дефектоскопии стрел шагающих экскаваторов;
- тепловой (ТК) – служит для выявления поврежденных участков электрических цепей, состояния контактов, замыкания обмоток и т.д.;
- вибродиагностика (ВД) – единственный метод, позволяющий без длительного непроизводительного простоя техники определить фактическое техническое состояние узлов и агрегатов машины. Контроль по параметрам механических колебаний является наиболее информативным и эффективным методом, позволяющим быстро дать оценку техническому состоянию работающего агрегата. Виброакустический сигнал значительно превосходит все другие виды сигналов о состоянии машины по представительности информации и скорости ее получения [2].

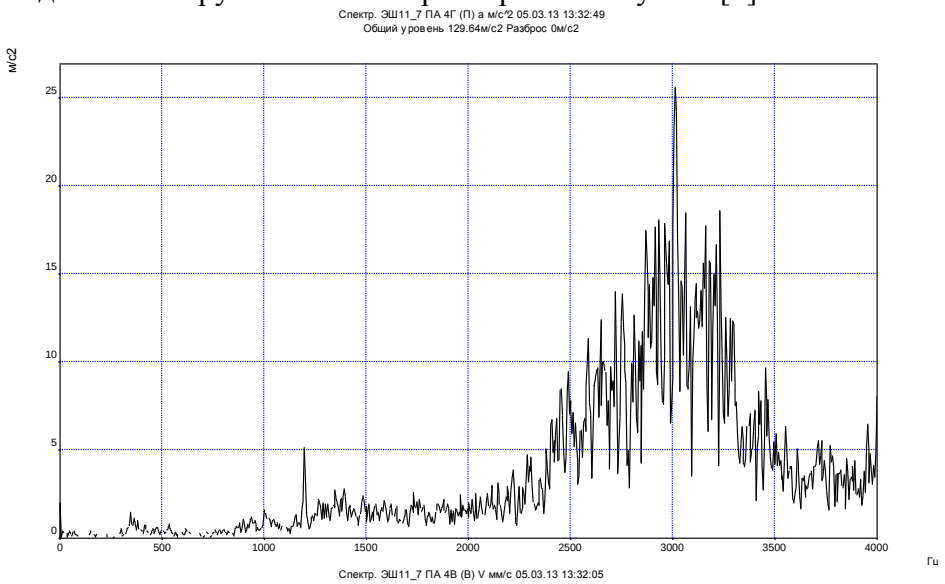
Дефекты оборудования драглайнов разнообразны. Причины для появления некоторых из них закладываются еще на стадии изготовления на заводе, другие проявляются после неквалифицированного монтажа, третья группа дефектов – эксплуатационные, проявляющие себя уже в процессе работы оборудования. Наиболее распространены следующие из них: дисбаланс ротора электродвигателя (генератора); дефекты элементов соединительных муфт; расцентровка валопровода агрегата; ослабление посадки, увеличение зазоров подшипников качения; разнообразные дефекты подшипников, нарушение режима их смазки; дефекты зубчатых передач (абразивный износ, выкрашивание зубьев, нарушение соосности валов редуктора); различные дефекты двигателей электромагнитного происхождения (магнитная асимметрия якоря, перекос фаз, смещение в магнитном поле, и т.д.); нарушение жесткости системы.

Оценка технического состояния узлов шагающего экскаватора осуществляется на основе анализа параметров виброскорости, виброускорения и виброперемещения как в стандартном (до 1 кГц), так и в расширенном частотном диапазоне частот 2 - 7 000 Гц. На рис. 1 представлен спектр виброакустического сигнала, измеренный на подшипником узле сетевого двигателя со стороны генератора тяги. Рисунок иллюстрирует сразу несколько часто встречающихся дефектов – изменение формы тел качения, раковина внутреннего кольца и трещина сепаратора подшипника. В спектре присутствуют одновременно все эти составляющие. К сожалению, это является стандартной картиной при ремонте контрафактными узлами (например, китайского производства) – в частности, замены подшипника на подходящий по посадочному размеру, но с совершенно иной геометрией и нарушением технологии изготовления и сборки.

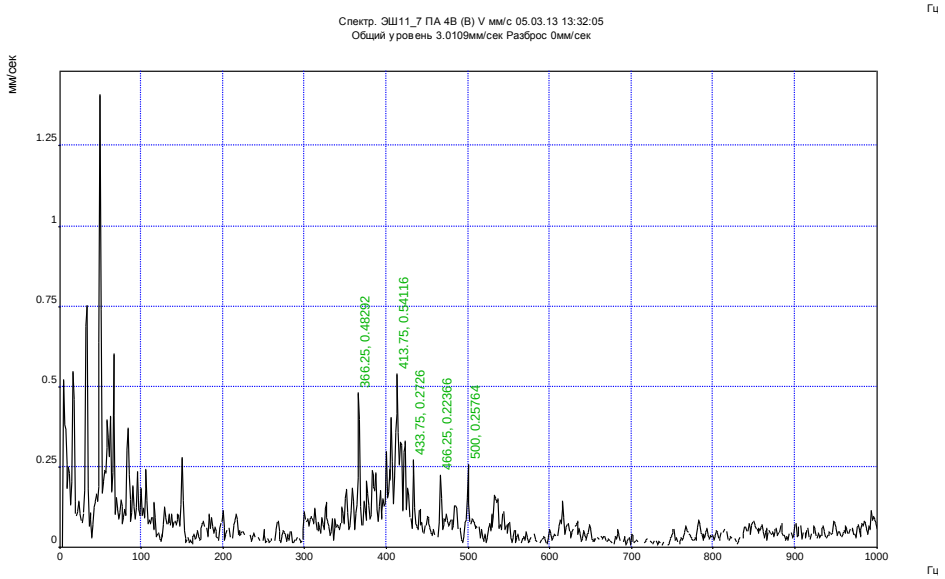
Многие методы вибродиагностики имеют ограничения на область применения (низкая частота вращения вала, знакопеременные ударные нагрузки, источники случайной высокочастотной вибрации, изменяющиеся в процессе работы частоты). Этот факт является определяющим при анализе сигналов, полученных на редукторах подъемной и тяговой лебедок шагающих экскаваторов. Анализ технического состояния генераторной группы экскаватора по параметрам механических колебаний заметно менее сложен, по сравнению с диагностикой редукторов. Это объясняется именно изменением частоты враще-

ния приводных двигателей в процессе работы лебедки и, как следствие, модуляцией в достаточно широком диапазоне группы частот пересопряжения зубьев [3].

а




б




а - спектр по параметру виброускорения, общий уровень Ае=129,4 м/с$^2$;
б - спектр виброскорости с выделенной группой подшипниковых частот
Рис. 1. Развитый дефект подшипника сетевого двигателя экскаватора ЭШ 11/70

Только одновременное использование нескольких различных методов контроля по параметрам механических колебаний даст необходимую возможность рассчитать диагностические критерии для конкретных групп диагностируемого оборудования. Накопленная статистическая информация и критерии предельно допустимого состояния могут быть взяты за основу при построении математической модели для прогнозирования развития дефектов и расчета остаточного ресурса конкретного узла либо всего механизма. Оптимальным является применение комплекса диагностических подходов, включающего в себя анализ прямого спектра в расширенном частотном диапазоне, метод эксцесса для экспресс-диагностики подшипников качения, анализ огибающей спектра и вейвлет преобразование, а также анализ кепстральной характеристики для выявления дефектов зубчатых передач. Использование математической обработки методом вейвлет преобразования (Хаара, Морле и т.д.) позволяет четко соотнести максимумы амплитуд параметра виброускорения с границами зон повышенной интенсивности вибрационного сигнала. Данный подход применим для диагностики состояния ответственных редукторов, его результаты

показывают хорошую сходимость с разработанными деградационными моделями развития типовых дефектов горно-шахтного оборудования. Метод анализа огибающей спектра нашел широкое применение при диагностике технического состояния подшипников качения, используемые при его реализации подходы позволяют проводить сегментацию виброакустического сигнала, выделять информативные частотные составляющие, отвечающие за наличие того или иного дефекта подшипникового узла.

Рассмотрим на примере подъемной лебедки экскаватора ЭШ 10/70 процесс выявления наиболее типовых дефектов методом вибродиагностики.

Согласно представленной на рис. 2 схеме, сбор информации производится вблизи подшипниковых узлов электродвигателей, быстроходного и промвала редуктора. Измерение характеристик на подшипниковых опорах выходного вала не производиться по причине обеспечения безопасности проведения замеров (близость канатного барабана).

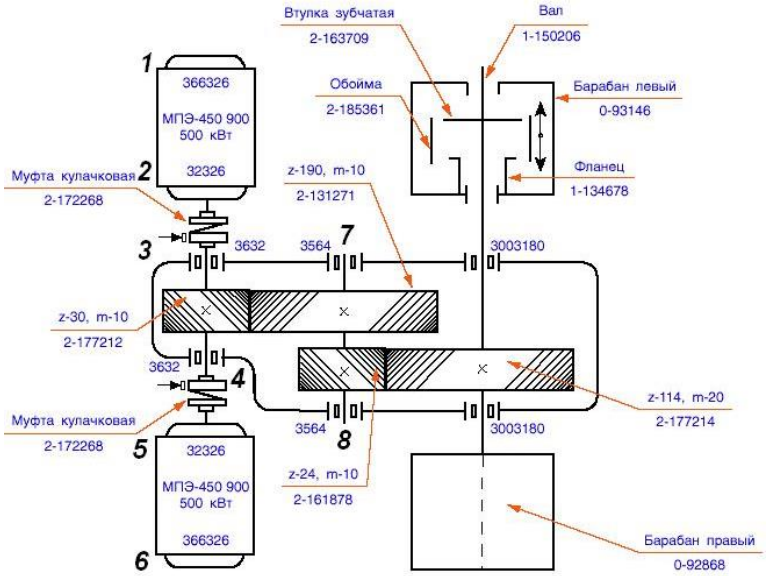



Рис. 2. Схема проведения замеров параметров вибрации на подъемной лебедке экскаватора ЭШ 10/70

Рис. 3 иллюстрирует очень распространенный дефект лебедок такого типа – расцентровку электродвигателя с редуктором. На представленном спектре имеем некритичное нарушение соосности валов в горизонтальном направлении. Одна из ошибок устранения подобных неисправностей заключается в том, что центровка (причем не важно, с использованием высокоточной прецизионной лазерной аппаратуры или при помощи проволоки) проводится только в вертикальной плоскости. Соответственно, устранение несоосности валов в любой другой плоскости часто вызывает определенные трудности, что связано с недостаточной квалификацией персонала.

Следующий серьезный дефект, на который следует обратить внимание – нарушение соосности валов, абразивный износ, трещины и выкрашивание зубьев редуктора. Перечисленные неисправности получили достаточно широкое распространение на редукторах экскаваторов типа драглайн, ведь многие машины эксплуатируются с нарушением норм регламентного обслуживания, причем сроки эксплуатации, установленные заводом-изготовителем превышены. Например, для экскаваторов типа ЭШ 10/70 срок эксплуатации определяется по нормативной, конструкторской и эксплуатационной документации, а также согласно стандартов и правил безопасности и составляет 20 лет [4]. Сегодня машины такого класса эксплуатируются по 30 и более лет, при условии своевременного проведения экспертизы промышленной безопасности. Поэтому особенно актуальным становится применение методов вибрационной диагностики для оценки фактического технического состояния техники, хотя бы в рамках проведения процедуры экспертизы. Лучших показателей по эффективности виброконтроля можно было бы достигнуть при внедрении мо-

ниторинга виброакустических характеристик и перехода на систему обслуживания и ремонта по фактическому техническому состоянию, но собственники оборудования, в силу ряда причин, отказываются переходить на более совершенные формы ТОиР, зачастую ограничиваясь т.н. «аварийным» обслуживанием.

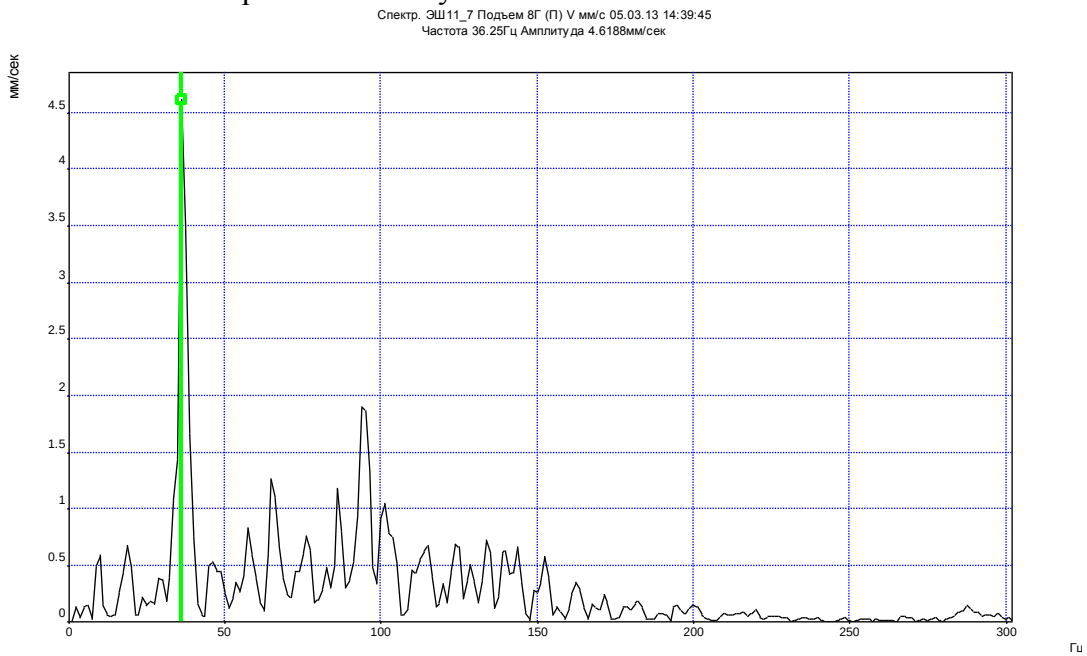



Рис. 3. Спектр виброакустического сигнала по параметру виброскорости, полученный на правом электродвигателе подъемной лебедки экскаватора ЭШ 11/70

На рис. 4, представлен спектр, полученный на подшипниковой опоре быстроходного вала подъемной лебедки экскаватора ЭШ 15/90. На характеристике четко выделяется одна из группы модуляционных частот ($f_M$=127,5 Гц), соответствующая нарушению соосности валов редуктора. Необходимо незамедлительно провести ревизию, реставрировать посадочные места подшипников быстроходного вала редуктора, восстановить геометрию валов. В условиях ремонтных мастерских разреза исправить такой дефект как серьезный изгиб первичного вала редуктора механизма подъема экскаватора ЭШ 15/90 невозможно. В этом случае необходимо планировать замену на новую деталь.

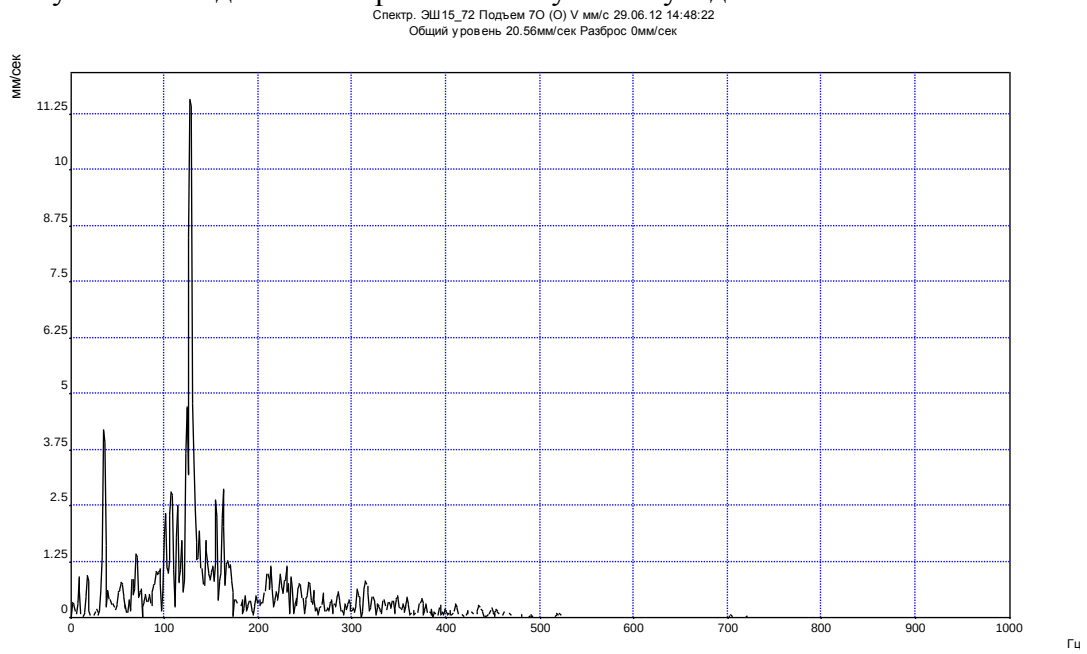



Рис. 4. Нарушение соосности валов первой и второй ступени редуктора подъемной лебедки экскаватора ЭШ 15/90

Исторически сложилось, что угольная промышленность являлась и является объектом повышенной опасности [5]. Поэтому вопрос перехода на новые, более совершенные системы обслуживания техники, эксплуатируемой как на угольных разрезах, так и на шахтах Кузбасса становится как никогда актуальным. Только с внедрением современных форм проведения технического обслуживания, основанных на широком применении методов и средств неразрушающего контроля, появится возможность точно оценить остаточный ресурс оборудования, обоснованно планировать ремонтные мероприятия, оптимизировать логистические издержки предприятия, эффективно управлять обслуживанием техники, безопасно эксплуатировать производственное оборудование.

## Список литературы

4. Федеральный закон «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» от 21.07.97 № 116-ФЗ (Собрание законодательства Российской Федерации, 1997, № 30, ст. 3588).

5. Герике Б.Л. Диагностика горных машин и оборудования. Учебное пособие. /Б.Л. Герике, Г.И. Козовой, В.С. Квагинидзе, А.А. Хорешок, П.Б. Герике/ Москва, 2012. – 400 с.

6. Неразрушающий контроль. Справочник в 7 томах под редакцией чл.-корр. РАН В.В. Клюева, т.7 – Москва, 2005. – 828 с.

7. РД 15-14-2008. Методические рекомендации о порядке проведения экспертизы промышленной безопасности карьерных одноковшовых экскаваторов.

8. Клишин В.И. Проблемы безопасности и новые технологии подземной разработки угольных месторождений. /В.И. Клишин, Л.В. Зворыгин, А.В. Лебедев, А.В. Савченко/ Новосибирск, 2011. – 524 с.

УДК 621.63:622.44

# ОЦЕНКА ОСТАТОЧНОГО РЕСУРСА ВЕНТИЛЯТОРОВ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ

***д.т.н. Герике Б.Л., к.т.н. Герике П.Б.***
***Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** В статье рассмотрен физико-статистический подход к оценке остаточного ресурса вентилятора главного проветривания при ограниченном числе диагностических измерений. Рассмотренная модель позволяет повысить точность и достоверность оценки интервалов диагностики и остаточного ресурса объекта диагностики.

***Ключевые слова:*** вентилятор главного проветривания, диагностическое измерение, остаточный ресурс, физико-статистическая модель.

Обозначим закон распределения наработки $F(t)$. Квантиль для вероятности $q$ определим из уравнения

$$F(t) = q. \tag{1}$$

Здесь вероятность $q = 1 - \gamma$, где $\gamma$ - вероятность, определяющая «гамма-процентный ресурс», поэтому решение уравнения (1) есть определение «гамма-процентного ресурса».

На практике при оценке остаточного ресурса при малом числе измерений используется очень простой подход [1, 2]. Остаточный ресурс определяется по формуле

$$t = \frac{|U_n - U_0|}{V_{\text{ср}}},. \tag{2}$$

где $U_n$, $U_0$ - предельное и начальное значения параметра, определяющего безотказность эксплуатации вентилятора; $V_{ср}$ - средняя скорость изменения параметра.

Как отмечалось ранее [1], графики изменения определяющих параметров носят нелинейный характер, поэтому описание его одной, хотя и средней скоростью, не всегда обосновано. Однако, в качестве защиты подхода (2), укажем следующее. Необходимость определения остаточного ресурса возникает при продлении срока службы оборудования за пределы нормативного срока эксплуатации, а также при планировании периодичности контроля технического состояния оборудования, с целью обеспечения безопасности его эксплуатации.

При решении первой задачи указанный подход (2) наиболее логичен, поскольку линейная модель дает более короткий промежуток времени, на который продляется ресурс.

В этой статье приведен подход, ориентированный на решение задачи оценки остаточного ресурса при контроле технического состояния вентилятора главного проветривания. В этом случае предлагается использовать модель (2) с учетом некоторых корректив [3]:

– введем в уравнение (2) поправочный коэффициент $h$, учитывающий неравномерность изменения скорости параметра $U$

$$t = h\frac{|U_n - U_0|}{V_{ср}}; \quad (3)$$

– тогда из расчетного и фактического значения параметра $U_i$ в $i$-й диагностике и средней фактической скорости на прошедшем интервале можно прогнозировать среднюю скорость на следующий интервал диагностики из формулы

$$V_{ср,i} = \frac{U_i - U_{i-1}}{t_i}. \quad (4)$$

Время первой диагностики $t_1$ может быть определено тремя способами:

– из решения уравнения $t_1 = h\frac{|U_n - U_0|}{\overline{V_{ср}}}$, где $\overline{V_{ср}}$ – заданная средняя скорость, коэффициент $h$=0,5;

– из решения уравнения (1), если известны параметры закона для наработки $F(t)$, где рекомендуемое значение $\gamma$ = 0,90-0,95 (q = 0,05…0,10);

– время первой диагностики $t_1$ назначается, исходя из предыдущего опыта эксплуатации.

Мы рассмотрим два практически важных случая: монотонное изменение параметра, когда параметр во времени не уменьшается (или не возрастает), и немонотонное изменение, когда возможны возрастания и уменьшения с сохранением тенденции (тренда). При монотонном изменении параметра рекомендуется использовать распределение Бирнбаума-Саундерса, а при немонотонном – обратное Гауссовское распределение [3].

При вероятностно-физическом подходе и незначительном числе диагностик прогнозирование остаточного ресурса предлагается осуществлять по следующей схеме:

1. Определяется, по формуле (1), «гамма-процентный ресурс» в момент времени $t_1$ для вероятности **q** = 1 - $\gamma$. При этом предполагается, что диагност знает значения параметров закона $F(t)$. Если оценки параметров еще не найдены, то значение $t_1$ может быть определено приближенно, исходя из опыта эксплуатации.

2. В момент времени $T_1 = t_1$ осуществляется первая диагностика параметра, определяется его фактическое значение $U_1$ и рассчитывается уточненная средняя скорость изменения на первом отрезке времени $V_1^{у} = \frac{|U_n - U_0|}{t_1}$, где $U_0$ - начальное значение. Следующий интервал $t_2 = h\frac{|U_n - U_0|}{V_2}$, где $V_2 = \boldsymbol{V}_1^{у}$; $U_n$ – предотказное значение контролируемого параметра; $h$ – коэффициент, учитывающий неравномерность изменения скорости параметра. Его значение рекомендуется $h$ = 0,6…0,8 [2].

3. Для каждого последующего момента диагностики $T_i$ прогнозируется средняя скорость изменения параметра – $V_{i+1}$. $T_i = \Sigma t_k$, $k$ = 1, 2,...,$i$ – суммарная наработка в момент $i$-ой диагностики. В качестве прогнозируемой скорости рекомендуется следующее значение

$$V_{i+1} = V_i^{\text{у}} \frac{U_i}{U_i^p}, \tag{5}$$

где $U_i$ - последнее измеренное значение параметра в момент $T_i$; $V_i^{\text{у}} = \frac{|U_i - U_{i-1}|}{t_i}$ – уточненное значение параметра в момент $T_i$; $U_i^p = U_{i+1} + V_i t_i$ – расчетное значение параметра в момент $T_i$; $t_i$ - предыдущий интервал.

Значение (5) прогнозное, т.к. если $U_i^p > U_i$, то $V_{i+1} < V_i^{\text{у}}$, а если $U_i^p < U_i$, то $V_{i+1} > V_i^{\text{у}}$.

4. Определяется ($i$+1)-й межконтрольный период до следующей диагностики

$$t_{i+1} = h \frac{|U_n - U_i|}{V_{i+1}}, \tag{6}$$

где $U_n$ – предотказное значение контролируемого параметра; $U_{\text{i}}$ – последнее измеренное значение параметра; $h$ – коэффициент, учитывающий неравномерность изменения скорости параметра.

Если значение $t_{i+1}$ окажется меньше заданного значения $t_з$, то в ($i$+1)-й период эксплуатации техническое диагностирование не проводится, а по данному элементу необходим ремонт.

5. Для наработки $T_{i+1}$ оценивается вероятность безотказной работы

$$P(T_{i+1}) = 1 - F(T_{I+1}). \tag{7}$$

Дополнительно оценивается вероятность безотказной работы для остаточного ресурса (вероятность того, что параметр не изменится до предотказного значения в момент $T_{i+1}$ при условии $U_i < U_n$ в момент времени $T_i$)

$$P_0(T_{i+1}/U_i < U_n) = [1 - F(T_{i+1})]/[1 - F(T_i)]. \tag{8}$$

Желательно, чтобы эта вероятность не была меньше 0,8…0,9.

6. Пункты 3, 4, 5 повторяются до тех пор, пока на $i$-м шаге не выполнится неравенство $U_i > U_n$, что свидетельствует о том, что по данному предельному техническому состоянию необходим ремонт. Дополнительно возможен выход из этого цикла по условию $t_{i+1} < t_z$. Суммарная наработка (остаточный ресурс)

$$T = \begin{cases} \sum_{k=1}^{i} t_k + \frac{t_{i+1}}{h}, & \text{если } t_{i+1} < t_z \\ \sum_{k=1}^{i} t_k + \frac{t_i |U_n - U_{i-1}|}{|U_i - U_{i-1}|}, & \text{если } U_i > U_n \end{cases} \tag{9}$$

Формула (6) может использоваться при определении межконтрольных интервалов, а формула (9) – для создания выборок, необходимых при определении оценок математического ожидания и дисперсии (при этом величина $T$ должна быть увеличена с учетом упреждающих допусков на диагностические параметры).

Преимущество предложенного подхода заключается в том, что закон для наработки $F(t)$ влияет лишь на время первой диагностики $t_i$ (и то не всегда, так как здесь предлагается три варианта выбора этого времени) и на оценки вероятностей (7, 8). Дополнительно средняя скорость изменения параметра (4) зависит от многих факторов и является прогнозной. Все это повышает точность и достоверность оценки (прогноза) межконтрольных интервалов (3) и остаточного ресурса (9).

## Список литературы

1. Диагностика горных машин и оборудования./Б.Л. Герике, П.Б. Герике, Г.И. Козовой, В.С. Квагинидзе, А.А. Хорешок. – М.: ИПО «У Никитских ворот», 2012. – 400 с.

2. Техническое диагностирование механического оборудования./В.М. Кравченко, В.А. Сидоров, В.Я. Седуш. – Донецк: ООО «Юго-Восток, Лтд». 2009. – 459 с.

3. Краковский, Ю. М. Математические и программные средства оценки технического состояния оборудования. – Новосибирск: Наука, 2006. – 228с.

УДК 622.831.325.3

# ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДЕГАЗАЦИИ ГИДРОВОЗДЕЙСТВИЕМ НА УГЛЕВМЕЩАЮЩИЙ МАССИВ

***Торгунаков Д. В.***
***Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Проанализирована возможность использования ориентированного флюидоразрыва для увеличения интенсивности газоотдачи угольного пласта в дегазационные скважины. Произведена приблизительная оценка повышения эффективности дегазации в результате данного мероприятия.

***Ключевые слова:*** дегазационные скважины, ориентированный флюидоразрыв.

Применяемая на угольных шахтах технология пластовой дегазации на угольных шахтах в большинстве случаев не позволяет достигнуть желаемого результата.

На изменение этой ситуации направлены выполняемые в Институте угля СО РАН исследования по изучению возможности применения гидравлического воздействия на угольный массив для повышения его газоотдачи в пробуренные дегазационные скважины. Решается важнейшая задача по проблеме борьбы с газом и газодинамическими явлениями в угольных шахтах – создание научных основ гидровоздействия на угольный массив с целью повышения его газопроницаемости и газоотдачи [1-4].

Для увеличения газоотдачи пласта в дегазационные скважины предложено применение ориентированного флюидоразрыва пласта (ОФР) [5], при котором по определенной технологии создаются из дегазационных скважин щели с большой площадью обнажения, после чего вода из щелей выпускается, и скачкообразно увеличивается приток газа в дегазационные скважины.

Ниже выполнен приближенный расчет повышения эффективности при применении сважинно-щелевого способа дегазации участка выемочного блока по отношению к способу дегазации параллельными сважинами.

Суммарная поверхность обнажения пласта полостями дегазации $S_д$ для приведенных на схеме двух вариантов дегазации одного и того же участка пласта составит:

при обычной дегазации скважинами (рис. 1):

$$S_д = \frac{L_д}{r_{эф}} \pi r_c (L_з - l_{ц1} - l_г); \quad (1)$$

при скважинно-щелевом способе дегазации (рис. 2):

$$S_д = (L_з - 2l_{ц2})(2\pi r_c + \frac{m_n L_д}{r_{эф}}), \quad (2)$$

где $r_c$ – радиус скважин; $r_э$ – эффективный радиус влияния скважин; $L_з$ – длина очистного забоя; $l_{ц1}$ – ширина барьерного целика, исключающего подсосы воздуха; ; $l_{ц2}$ – ширина барьерного целика для исключения прорыва воды на штреки; $l_г$ – глубина герметизации; $m_n$ – мощность вынимаемого пласта; $L_д$ – длина выемочного блока; $n_щ$ – число щелей.

Для расчета приняты следующие исходные данные:

- ширина выемочного столба (будущая длина лавы) – 300 м (это соответствует значениям этого параметра для современных длинных механизированных лав);
- ширина оставляемого для исключения подсосов воздуха барьерного целика lц1 – 10 м;
- величина радиуса эффективного влияния скважин rэф – 5 м;
- ширина барьерного целика для исключения прорыва воды на штреки lц2 – 20 м (двойное расстояние между щелями ОФР, т. е. 4rэф);

- длина щели lщ – 100 м (при такой величине данного параметра щели ОФР не отклонятся существенно от заданного направления, т. е. они будут сохранять примерно параллельные направления по отношению друг к другу);
- диаметр дегазационных скважин – 100 мм;
- расстояние между дегазационными скважинами – 10 м (2rэф);
- расстояние между щелями lс – 10 м;
- протяженность сравниваемых участков дегазации в направлении подвигания очистного забоя Lд – 100 м;
- мощность пласта mп – 2,5 м.

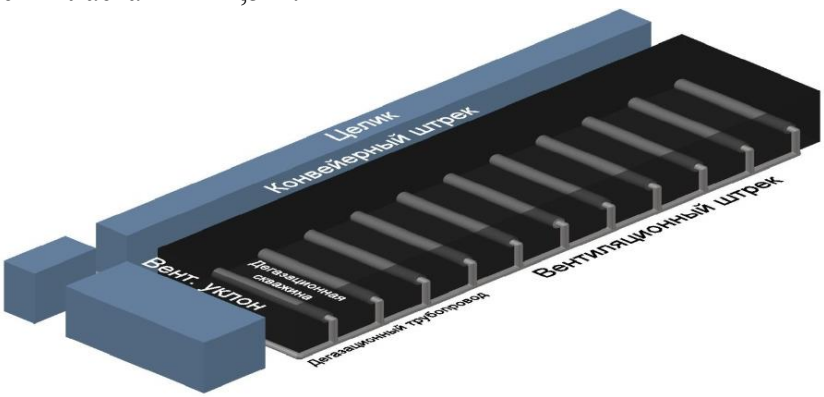



Рис. 1. Дегазация участка угольного пласта параллельными скважинами

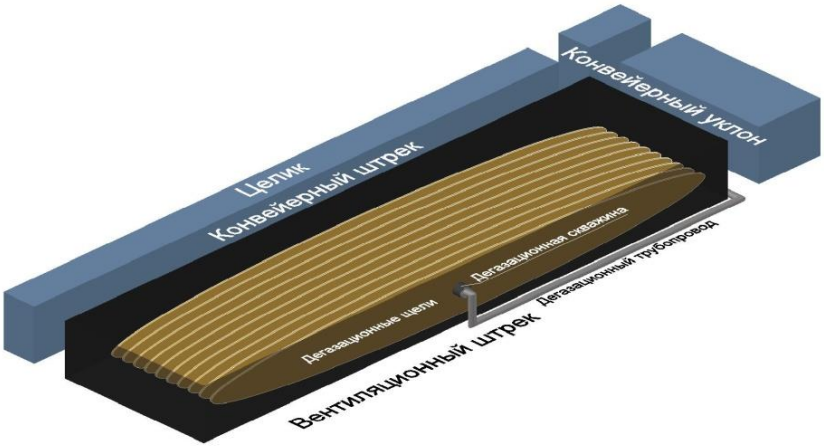
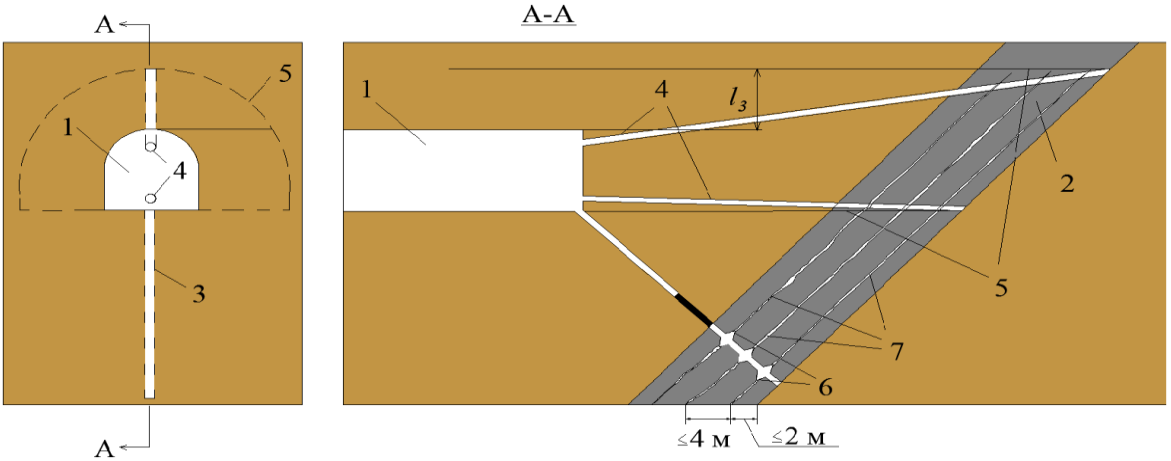



Рис. 2. Скважинно-щелевой способ дегазации участка выемочного пласта

При расчете суммарных поверхностей обнажения пласта полостями дегазации для первого (Sд1) и второго (Sд2) участков получено Sд1 = 879 м2 и Sд2 = 13000 м2, т. е. на втором участке величина суммарной поверхности дегазирующих полостей превышает этот же параметр по сравнению с первым участком почти в 15 раз. При этом сокращается в 11 раз количество необходимых дегазационных скважин.

Таким образом, согласно результатам приближенного расчета эффективность дегазации при создании щелей ориентированного флюидоразрыва повышается более чем на порядок.

При выполнении данной работы предложены варианты схем дегазации угольных пластов с применением ОФР. Эти варианты различаются для условий вскрытия угольных пластов, проведения по ним подготовительных выработок и ведения очистных работ. Вскрытие угольных пластов является наилучшим условием для применения ориентированного флюидоразрыва. При любом расположении вскрывающей выработки относительно пласта возможно расположить дегазационную скважину так, чтобы из нее можно было осуществить создание более предпочтительных для флюидоразрыва радиальных инициирующих щелей (рис. 3).




1 – вскрывающая выработка; 2 – угольный пласт; 3 – дегазационная скважина, 4 – контрольные шпуры (для оценки эффективности мероприятия); 5 – границы защищаемой зоны; 6 – инициирующие щели; 7 – направления щелей ОФР;
lз – величина законтурной обработки

Рис. 3. Схема выполнения способа увеличения интенсивности газовыделения в дегазационные скважины при вскрытии пластов

В процессе внедрения скважинно-щелевого способа дегазации необходимо преодолеть определенные трудности: создать надежные технические средства – пакеры, щелеобразователи и др., детально освоить непростую технологию создания в угольном пласте направленных щелей, разработать методы контроля эффективности способа. Однако востребованность работ в данном направлении сомнений не вызывает.

Освоение технологии создания щелей ОФР позволит повысить оперативность выполнения дегазации, т. к. образование трещин флюидоразрыва может идти как минимум на порядок быстрее, чем бурение дегазационных скважин.

В выбранном примере рассматривалась схема создания щелей ОФР вкрест наслоения пласта. Но еще большую выгоду сулит схема с образованием щели по пласту. В этом случае выигрыш во времени будет беспрецедентным, поскольку может создаваться из скважины всего одна щель. Это технологически сложнее, т. к. потребуется решение вопроса об исключении прорыва флюида в запакерное пространство скважины и в оконтуривающие выемочный столб выработки и о закреплении щели для сохранения ее зияния после выпуска флюида.

## Список литературы

1. Разработать способ увеличения интенсивности газовыделения в пластовые скважины с целью повышения эффективности дегазации. Этап 1. Разработать схемы и технологию способа увеличения интенсивности газовыделения в пластовые скважины: Отчет о НИР. (промежуточный) / ВостНИИ; Исп. В.С. Зыков, В.В. Славолюбов, В.А. Рудаков и др. – Работа 2000-02-3066. – Кемерово, 2000. – 135 с.

2. Зыков В. С. Вопросы обеспечения безопасности угольных шахт по геодинамическим явлениям // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – Отдельный выпус 6. – С. 326-336.

3. Клишин В.И., Зыков В.С., Торгунаков Д.В. Раздел 1.9. Развитие научных основ и оценка параметров гидровоздействия на углевмещающий массив с целью повышения его газопроницаемости и газоотдачи в процессе извлечения метана из угольных пластов // Развитие ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения месторождений полезных ископаемых: Коллективная монография. – М.: ООО «Издательский дом», 2012. – С. 83-90.

4. Торгунаков Д.В. Способы гидровоздействия на углевмещающий массив // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – Отдельный выпус 6. – С. 368-372.

5. Чернов О.И., Кю Н.Г. О флюидоразрыве породных массивов // ФТПРПИ. – 1988. - № 6. – С. 81 – 91.

УДК 622.235:622.271:551.345

# ПОДГОТОВКА МЕРЗЛЫХ ГРУНТОВ К ВЫЕМКЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН

***[1]д.т.н. Буткин В.Д., [1]д.т.н. Морин А.С., [2]д.т.н. Зеньков И.В.***

***1 - ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Россия***

***2 - Специальное конструкторско-технологическое бюро «Наука» КНЦ СО РАН, г. Красноярск, Россия***

***Аннотация.*** Кратко изложены методы подготовки к выемке многолетнемерзлых грунтов с использованием как специально создаваемых, так и взрывных скважин, в увязке с нагнетанием в разрыхленный массив горных пород водных растворов хлоридов металлов (хлорид железа и др.).

***Ключевые слова:*** мерзлые грунты, методы подготовки к выемке, технологические и взрывные скважины, плав хлоридов металлов, осаждение глинистых фракций

Применяемые в настоящее время технологии разработки многолетнемерзлых грунтов базируются в основном на буровзрывном и механическом рыхлении их в естественном состоянии или оттаивании зонами различного масштаба солнечно-радиационным, фильтрационно-дренажным и другими способами с последующей выемкой подготовленной горной массы машинами. Почти не используются возможности разупрочнения массива пород при их охлаждении до криогенного растрескивания. Созданные в Сибирском федеральном университете (СФУ) технологии разработки грунтов основаны на новых методах комбинированного воздействия на мёрзлые породы с глубоким физико-химическим их преобразованием.

Предложен высокопроизводительный способ проходки скважин в мёрзлых породах с предварительным оттаиванием приконтактных к породоразрушающему органу слоев путем насыщения забоя скважины подвижным теплообразующим реагентом [1]. Способ реализуется на существующем буровом оборудовании, например, на известных установках ударного бурения с двойной буровой колонной ВПХР фирмы «Форако» (Франция). При добавлении в нагнетаемый в межтрубное пространство сжатый воздух порошкообразного реагента ($MgSO_4$, $Al_2(SO_4)_3$, $Fe_2(SO_4)_3$, $MgCl_2$, $CaCl_2$, $FeCl_3$, $Mg(NO_3)_2$ и др.) достигается взаимодействие реагента с водой, выступающей на забое в результате таяния льдистой части пород, при этом выделяется значительное количество тепла, способствующего прогреву и оттайке забоя. В итоге существенно возрастает скорость бурения и снижаются удельные энергозатраты. Для бурения взрывных и технологических скважин в мерзлых породах широкое применение имеют станки вращательного бурения СБШ и БТС с режущими долотами (табл. 1). Режущие долота обеспечивают наиболее высокую скорость бурения, но быстро тупятся, особенно по периферии, что обусловливает частую замену резцов и снижение производительности.

Учеными-горняками Сибирского федерального университета предложено [2, 3] использовать на указанных станках для бурения мёрзлых пород крепостью $f = 8 \div 12$ разборные шарошечные долота с внутрикорпусными вертикальными и субвертикальными опорами. Главные особенности нового инструмента состоят в том, что опоры размещаются не

внутри шарошек, а внутри корпуса долота, причём шарошки имеют форму усечённой сферы и располагаются открыто к стенкам скважины подобно одношарошечным долотам.

Таблица 1

Характеристики современных средств вращательного бурения скважин в многолетнемёрзлых рыхлых породах

| Характеристики средств бурения | Тип бурового станка | | |
|---|---|---|---|
| | СБШ-160-48 | СБШ-250-32 | БТС-150 |
| Рекомендуемый диаметр скважин, мм | 160 | 220÷260 | 150 |
| Вид (тип) бурового инструмента | режущие долота РД-160 | режущие долота РД-215,9, РД-244,5 | режущие долота РД-160Ш, НПИ-2 |
| Способ очистки скважин | пневматический | | шнековый или комбинированный |

Некоторые модификации новых шарошечных долот показаны на рис. 1. Они состоят из однодетального корпуса *1*, внутри которого размещены вертикальные или субвертикальные опорные оси (цапфы) *2*, и шарошек *3* сплошного сечения (рис. 1, *а*) или с каналом крепления (рис. 1, *б*, *в*). Цапфы имеют подшипники скольжения и замковый подшипник *4*. Опорный вал на выходе из отверстия в корпусе герметизирован уплотнительными элементами *5*.

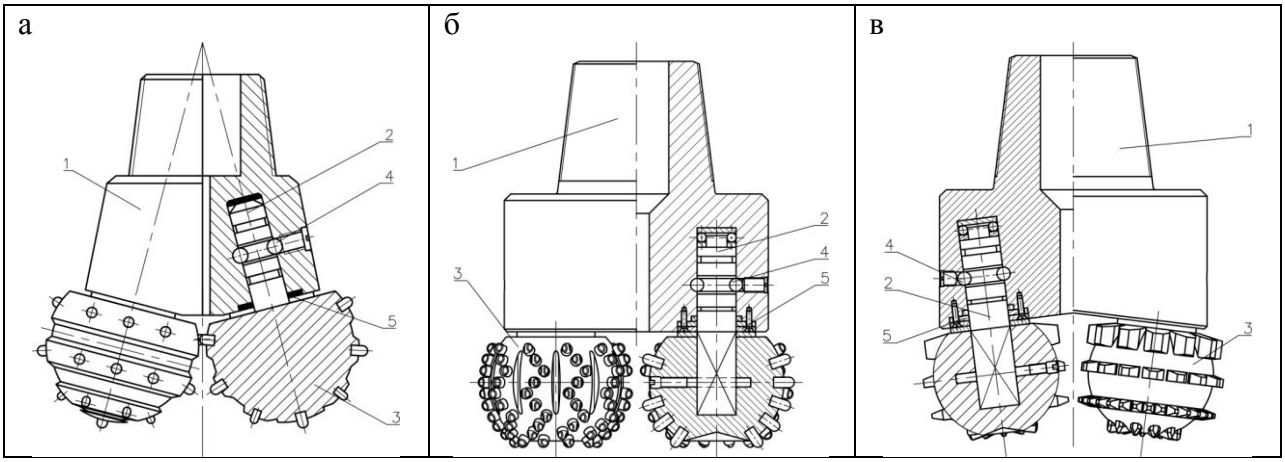



Рис.1. Конструкции разборных шарошечных долот: а - с внутрикорпусными вертикальными и субвертикальными опорами; б - с внутрикорпусными вертикальными опорами и сменными шарошками; в - с наклонными осями вращения сменных шарошек

При использовании рекомендуемых шарошечных долот обеспечиваются следующие конкурентные преимущества:

– повышение стойкости опор и долота в целом за счет размещения цапф в благоприятных условиях корпуса и возможности надёжного крепления твердосплавных штырей в глубоких гнездах в теле шарошек;

– существенная экономия ресурсов (дорогих сталей и сплавов) за счет возможности многоразового использования корпусов долот и применения на них легко монтируемых и заменяемых шарошек с различным типом вооружения.

Свою область применения при разработке россыпных месторождений полезных ископаемых имеют известные фильтрационно-дренажные методы оттайки, включающие взрывное рыхление мерзлых пород и перепуск через разрыхленный массив водяных потоков. Эти способы оттайки могут быть существенно улучшены. Для более интенсивной и

качественной подготовки пород целесообразно формировать водяные потоки с помощью гидроигл, забуренных по флангу взорванного полигона, путём нагнетания через них воды [4, 5], либо поочередной ее подачи и откачки [6].

Перспективными являются энергосберегающие способы комплексной подготовки мёрзлых грунтов к разработке с помощью теплонасосных установок (ТНУ). Реализация подобных способов может осуществляться по следующей схеме [7]. Во вскрытых грунтах и в грунтах невскрытой части месторождения полезного ископаемого бурят скважины по определённой сетке, на подготавливаемом участке монтируют ТНУ, при этом систему элементов конденсатора размещают в скважинах, пробуренных в песках, а испарителя – в скважинах, пробуренных в торфах. Затем заливают скважины водой и включают ТНУ, организуя теплообмен между массивами песков и торфов. В процессе теплообмена пески разогреваются до полной оттайки, а торфа промораживаются до криогенного растрескивания. Далее производят выемку песков и взрывание торфов с их последующим складированием в отвалы.

Освоение россыпных месторождений полезных ископаемых на протяжении многих веков играло значительную положительную роль в экономике России при сравнительно малом отрицательном воздействии на природную среду от выполняемых работ. Однако последовавшая механизация труда резко ухудшила экологическую ситуацию на объектах горных работ. В настоящее время плата за экологический ущерб является весьма существенной статьёй расходов горных предприятий, разрабатывающих россыпные месторождения полезных ископаемых. Особый урон, наносимый окружающей среде при разработке россыпей, связан с загрязнением речных бассейнов на значительных территориях. Основной источник загрязнения – высокоустойчивые глинистые взвеси, образующиеся в воде при гидравлическом разрушении или оттайке пород, обогащении песков, размыве отвалов торфов и т.д.

В 1970-80-х годах в Красноярском институте цветных металлов был разработан и успешно внедрен на горных предприятиях новый для того времени метод очистки сточных вод [8], основанный на использовании в качестве реагента-коагулянта плава хлоридов металлов (ПХМ), являющегося отходом титаново-магниевого металлургического производства в г. Усть-Каменогорск (Восточный Казахстан). Реагент был разрешён к применению Минздравом СССР (№ 121/309-12 от 12.03.1987). Лабораторные и промышленные исследования показали, что ПХМ успешно коагулирует глинистую взвесь при удельном расходе 50÷60 г на 1 м$^3$ загрязнённой воды, обладает выраженным теплообразующим действием и способствует улучшению диспергации глинистых пород в процессе размыва. Схожими свойствами обладает и ряд других известных химических соединений, например, сернокислый алюминий, хлорид железа и др.

Наиболее полно и эффективно использовать реагенты с перечисленными свойствами позволяет предварительное рыхление подготавливаемого к разработке массива горных пород в соответствии с предложенным и исследованным сотрудниками СФУ способом производства буровзрывных работ (БВР) на многолетнемёрзлых россыпях. Способ признан изобретением [9] и заключается в следующем.

В скважинах, забуренных по расширенной сетке, совместно с зарядами ВВ размещают порошкообразный или гранулированный реагент. После взрыва производится оттайка пород, например, дождеванием жидкостью с аэроопоры [10]. Вода, проходя по взорванному массиву, растворяет реагент с выделением большого количества тепла, обеспечивающего повышение качества и интенсивности оттайки. Кроме того, раствор реагента обладает антифризным свойством и предотвращает повторное смерзание оттаявших пород, что особенно важно для лучшей промывки песков. Далее, в процессе размыва пород, раствор реагента поступает в систему оборотного водоснабжения и способствует коагуляции взвешенных глинистых частиц в водоотстойниках. По данным промышленных исследований диспергирующее свойство ПХМ обеспечивает повышение извлечения золота на шлюзах при барабанном грохочении на 5-15 % при глинистости песков 10-30 %.

Расход реагента на одну скважину $Q_р$ определяют по формуле

$$Q_p = V_c \cdot q_p \cdot (q_в + \lambda/100), \text{ г},$$

где $V_с$ – выход взорванной горной массы с одной скважины, м$^3$; $q_р$ – удельный расход реагента на 1 м$^3$ воды, для ПХМ – $q_р$ = 50-60 г/м$^3$; $q_в$ – удельный расход воды на дождевание, м$^3$/м$^3$; λ – льдистость горных пород, %.

При необходимости сброса осветлённой воды в речную систему количество взорванных скважин $n$, заряженных по данной технологии, исходя из санитарных норм, не должно превышать величины

$$n \le V_в \cdot q_p / Q_p,$$

где $V_в$ – объём технологической воды в отстойниках, м$^3$.

Как показали расчёты, на практике превышение этой величины вряд ли возможно.

Предлагаемый способ производства БВР позволяет существенно снизить удельный расход ВВ и объёмы бурения (на 15÷20 %).

При взрывании мёрзлых торфов также может быть полезно размещение в скважинах совместно с зарядами ВВ реагента с выраженным коагулирующим действием. В тёплое время года в сформированных отвалах торфов скапливается талая вода, растворяющая реагент. В процессе коагуляции содержащиеся в торфах глинистые частицы укрупняются и кольматируют тело и поверхность отвалов. Кроме того, под действием реагента и солнечной радиации образуется предохранительная корка, которая придаёт отвалу устойчивость к воздействию воздушных потоков, а также паводковых и дождевых вод [11].

## Список литературы

1. Патент № 2111354 E21C 37/00 (РФ). Способ проходки скважин в мёрзлых породах / Морин А.С., Буткин В.Д. – № 94023225/03; заявл. 17.06.1994; опубл. 20.05.1998. – Бюл. № 14.

2. Патент № 2434115 E21B 10/22 (РФ). Буровое шарошечное долото / Буткин В.Д., Гилёв А.В., Догадин Д.С., Чесноков В.Т., Гилёв Р.А. – № 2010118916/03; заявл. 11.05.2010; опубл. 20.11.2011. – Бюл. № 32.

3. Патент № 2451151 E21B 10/20, E21B 10/22 (РФ). Буровое шарошечное долото / Буткин В.Д., Гилёв А.В., Догадин Д.С., Чесноков В.Т. – № 2010150029/03; заявл. 06.12.2010; опубл. 20.05.2012. – Бюл. № 14.

4. Авторское свидетельство № 1765416 E21C 41/26 (СССР). Способ подготовки мёрзлых пород / Чередников Э.А., Морин А.С. – № 4869598/03; заявл. 24.09.1990; опубл. 30.09.1992. – Бюл. № 36.

5. Патент № 2036309 E21C 41/30 (РФ). Способ подготовки мёрзлых пород / Морин А.С., Чередников Э.А., Потапова Т.С., Миронова Ж.В. – № 5021674/03; заявл. 10.01.1992; опубл. 27.05.1995. – Бюл. № 15.

6. Патент № 2046952 E21C 41/30 (РФ). Способ подготовки мёрзлых пород / Морин А.С., Чередников Э.А., Буткин В.Д., Егупов А.А. – № 5023750/03; заявл. 27.11.1991; опубл. 27.10.1995. – Бюл. № 30.

7. Патент № 2039273 E21C 41/30 (РФ). Способ подготовки мёрзлой россыпи к отработке / Морин А.С., Шамов А.С., Буткин В.Д., Егупов А.А. – № 5018282/03; заявл. 24.12.1991; опубл. 09.07.1995. – Бюл. № 19.

8. Потапова Т.С., Кисляков В.Е., Мязин В.П., Лаврова О.Г. Очистка сточных вод при разработке россыпных месторождений с применением плава хлоридов металлов / Колыма. – 1979. – № 5. – С. 29-31.

9. Патент № 2100607 E21C 41/26 (РФ). Способ подготовки мёрзлых рыхлых отложений к выемке / Морин А.С., Буткин В.Д., Миронова Ж.В., Егупов А.А. – № 94016792/03; заявл. 05.05.1994; опубл. 27.12.1997. – Бюл. № 36.

10.Патент № 2100606 E21C 41/26 (РФ). Способ подготовки мёрзлых пород к выемке / Морин А.С., Буткин В.Д., Миронова Ж.В., Егупов А.А. – № 94016791/03; заявл. 05.05.1994; опубл. 27.12.1997. – Бюл. № 36.

11.Патент № 2036307 E21C 41/26 (РФ). Способ подготовки мёрзлых торфов при разработке россыпных месторождений полезных ископаемых / Морин А.С., Чередников Э.А., Потапова Т.С., Кирюшина Е.В. – № 5021675/03; заявл. 10.01.1992; опубл. 27.05.1995. – Бюл. № 15.

УДК 622.271.3.001.1

# ПРОГРАММНЫЙ КОМПЛЕКС ДЛЯ РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ РАЗРЕЗОВ

***Волегова Т.А.***
***Сибирский филиал ОАО «ВНИМИ»***
***г. Прокопьевск, Россия***

***Аннотация.*** В статье рассматривается актуальность создания программного комплекса по расчету устойчивости бортов разрезов, методы, используемые в программном комплексе, основные его возможности и практическая значимость.

***Ключевые слова:*** расчёт устойчивости борта разреза (карьера), коэффициент запаса устойчивости, призма возможного обрушения борта разреза, откос, уступ, отвал, программный комплекс.

На современном этапе разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом оценка устойчивости откосов и оснований карьеров является весьма актуальной задачей.

С устойчивостью бортов и отвалов связаны безопасность работ в карьерах, выбор технологических параметров и соответственно технико-экономические показатели работы горнодобывающих предприятий.

При большой глубине карьеров изменение предельного угла наклона бортов на 3-4$^{o}$ приводит к изменению объема вскрышных работ на миллионы кубометров.

Завышенные углы откосов приводят к возникновению оползней и обрушений, которые причиняют значительный ущерб горнодобывающим предприятиям: нарушают нормальный технологический процесс добычных и вскрышных работ; ведут к большим потерям готового к выемке полезного ископаемого и представляют опасность для работающих в карьере людей и механизмов.

Отсутствие обоснованной методики определения углов бортов и откосов отвалов создавало значительные трудности в решении вопросов их устойчивости на всех этапах формирования, строительства и эксплуатации карьеров. Применение необоснованных методов расчета приводило к ошибкам в определении параметров бортов и соответственно к дополнительным затратам на вскрышные работы и ликвидацию последствий аварийных ситуаций.

На основе многочисленных натурных наблюдений за характером проявлений деформаций прибортовых массивов и отвалов в различных горно-геологических условиях, лабораторных и аналитических исследований процессов деформирования откосов, анализа эффективности инженерно-технических мероприятий по повышению устойчивости бортов и уступов отвалов сотрудниками ВНИМИ были разработаны «Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров» [1], которые позволили упорядочить решение вопросов устойчивости бортов карьеров, откосов уступов и отвалов.

На основе данной методики был разработан программный комплекс для расчета устойчивости бортов разрезов, основной целью которого являлась автоматизация процесса расчета, снижение трудоемкости и сроков выполнения расчетов, повышение качества и точности получаемых результатов.

В разработанном программном комплексе, в соответствии с методикой ВНИМИ [1], реализуются следующие расчётные схемы по определению параметров устойчивости бортов карьеров:

– классическая на основании круглоцилиндрической поверхности;
– классическая со слабым слоем в основании;
– с пологим нарушением;
– с крутым нарушением;
– с обводнением;
– с обводнением и слабым слоем в основании.

Расчёт параметров устойчивости бортов карьеров в программном комплексе производится методом алгебраического сложения сил и методом многоугольника сил.

Методы расчётов основаны на теории предельного равновесия и различаются в зависимости от ориентировки боковых граней расчетных блоков, принимаемых в расчет сил и способа их суммирования.

Метод алгебраического сложения сил основан на алгебраическом сложении удерживающих и сдвигающих сил по потенциальной поверхности скольжения (рис. 1).

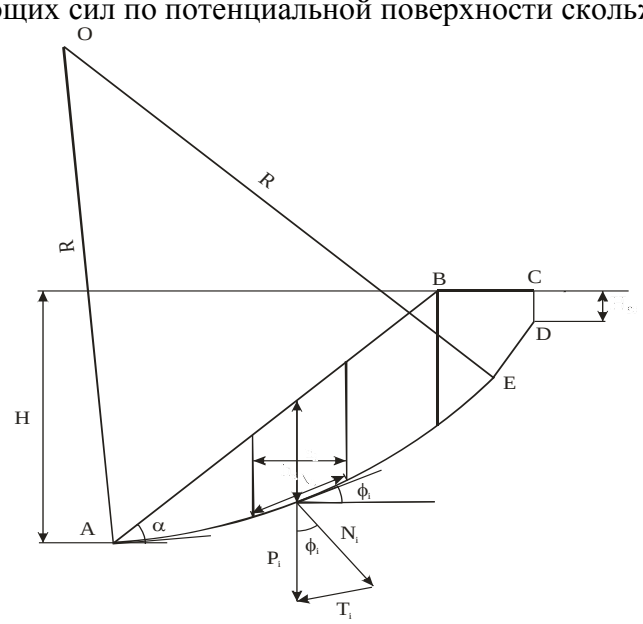



Рис. 1. Схема к расчету устойчивости откоса методом алгебраического сложения сил по наиболее напряженной поверхности

Этот метод не учитывает реакцию между блоками и исходит из того, что призма возможного обрушения деформируется как единое целое. Это приводит к тому, что коэффициент запаса, рассчитанный методом алгебраического сложения сил, заведомо меньше фактического.

Метод векторного сложения сил (метод многоугольника сил) является наиболее универсальным для оценки устойчивости бортов и откосов в различных горно-геологических условиях. Метод векторного сложения сил (метод многоугольника сил) учитывает реакции между блоками, на которые по определенным признакам разбивается призма возможного обрушения (рис. 2).

Согласно методу векторного сложения сил положение наиболее напряженной поверхности скольжения определяется расчетом, основанным на сопоставлении удерживающих и сдвигающих усилий, возникающих по потенциальным поверхностям скольжения

под действием сил веса вышележащих пород, сопротивления их срезу (сдвигу), сил гидростатического взвешивания и гидродинамического давления.

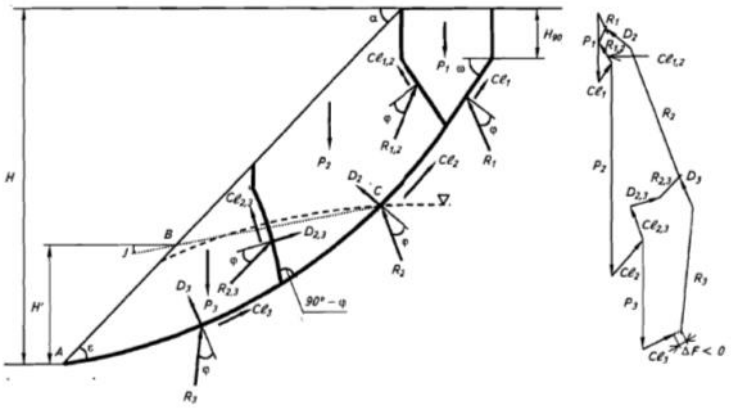


Рис. 2. Схема расчета методом многоугольника сил

Для оценки условий равновесия массив, оконтуренный потенциальной поверхностью скольжения, разбивается на расчетные блоки, размеры которых определяются из условия, что участки поверхности скольжения их основания могут быть представлены прямолинейными отрезками.

Условие предельного равновесия сил на наиболее напряженной поверхности записывается в следующем виде

$$\frac{\sum_{i=1}^{n} P_i cos\varphi_i tg\rho_n + \sum_{i=1}^{n} k_n l_i}{\sum_{i=1}^{n} P_i sin\varphi_i} = \frac{tg\rho_n \sum_{i=1}^{n} N_i + k_n L}{\sum_{i=1}^{n} T_i} = 1.$$

При значении полученного коэффициента запаса:

> 1 – борт устойчивый;

= 1 – борт в предельном состоянии;

< 1 – борт не устойчивый.

Для каждого из выделенных блоков составляется уравнение баланса сил, принимаемых в расчет. Точность расчета зависит в большой степени от точности графических построений.

Программный комплекс является интегрированным решением программных продуктов Microsoft Excel и AutoCAD. Обмен данными между программными продуктами Microsoft Excel и AutoCAD осуществляется через интерфейс прикладного программирования - API-интерфейс. В программе Microsoft Excel производится расчет рекомендуемого угла откоса (табл. 1) по графику «Методических указаний…» [1], представленного на рис. 3, который преобразован в цифровой вид (рис. 4) и аналитическая часть поверочных расчетов устойчивости.

Таблица 1

Расчет рекомендуемого угла откоса

| ***Рекомендуемый угол откоса*** | | |
|---|---|---|
| высота откоса | *H, м* | 30,0 |
| угол откоса | *α, град* | 55,0 |
| объемный вес | *γ, т/м*$^3$ | 1,40 |
| сцепление | *k, т/м*$^2$ | 5,2 |
| угол внутреннего трения | *ρ, град* | 16,0 |
| коэфф-т запаса | *n* | 1,3 |
| сцепление расчетное | $k_п$, т/м$^2$ | 4,00 |
| угол внутреннего трения расч | $\rho_п$, град | 12,3 |
| высота верт-й трещины отрыва | $H_{90}$, м | 7,1 |
| условная высота | *H'* | 4,23 |
| рекомендуемый угол откоса | *α, град* | 41,1 |

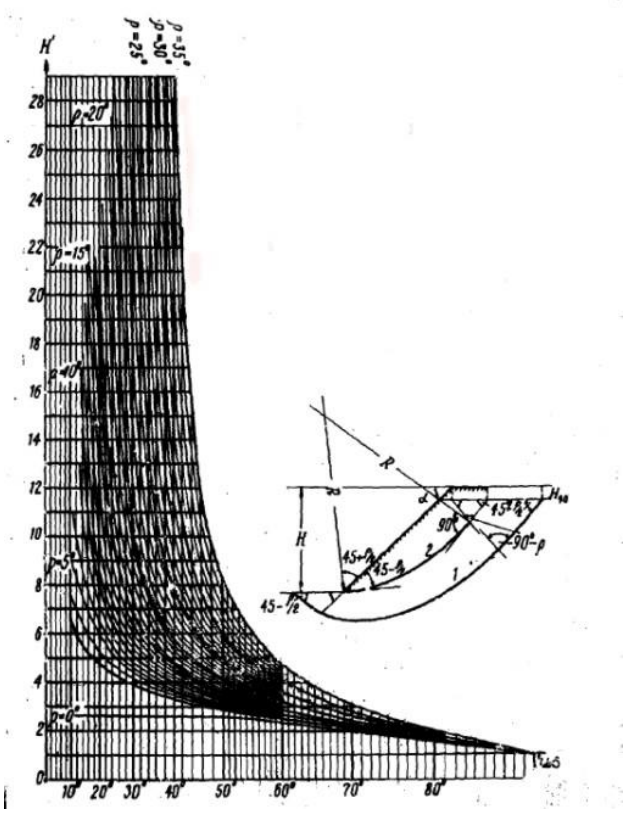


Рис. 3. График из «Методических указаний…» [1]

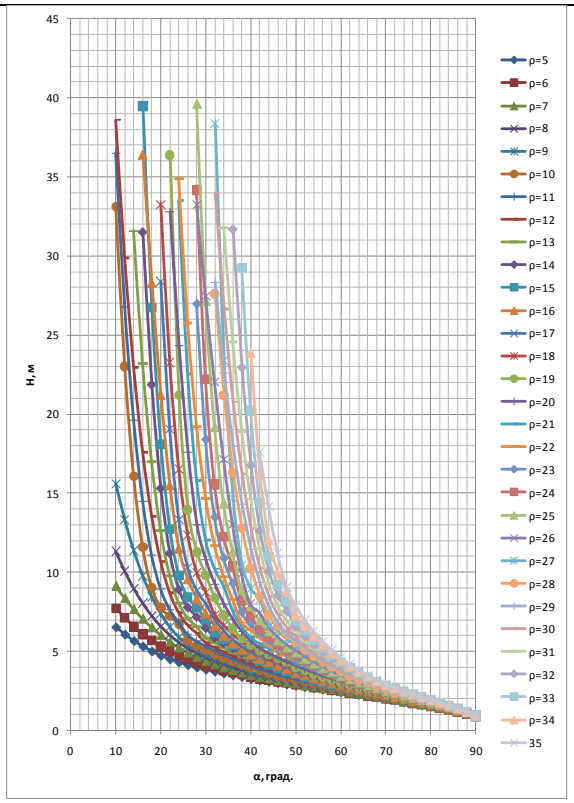



Рис. 4 - График из «Методических указаний…» [1] в цифровом формате

В программе AutoCAD производятся графические построения по поверочным расчётам методом алгебраического сложения сил и методом многоугольника сил. Блок-схема проведения графических построений по поверочным расчётам представлена на рис. 5.

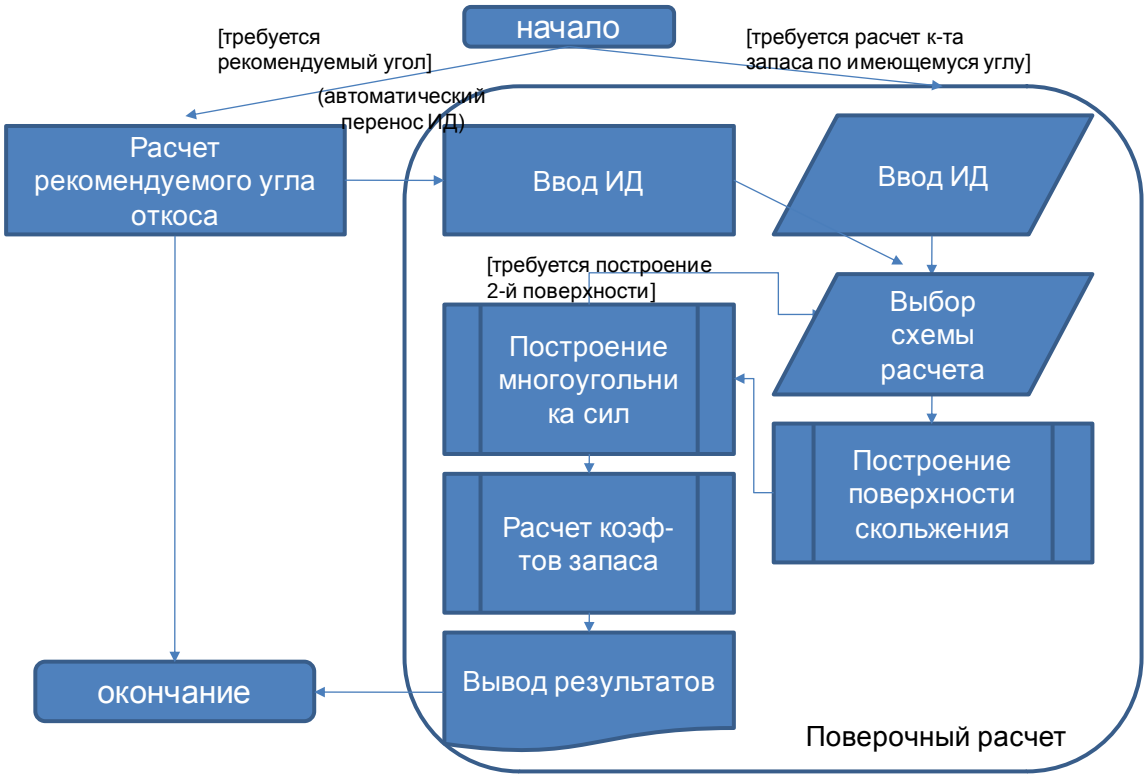



Рис. 5 – Укрупненная блок-схема поверочных расчётов

Поверочные расчеты позволяют исключить погрешности, полученные на этапе расчета рекомендуемого угла откоса на основе усредненных данных. Поверочный расчет производится методом суммирования сил, действующих по наиболее напряженной поверхности.

Для получения результатов требуется построить не менее двух поверхностей скольжения с различными коэффициентами запаса. Результаты расчета методом алгебраического сложения сил являются исходными данными для построения многоугольника сил. Результатом построения многоугольника сил является невязка (сходимость многоугольника), по невязкам построенных многоугольников вычисляется итоговый коэффициент запаса устойчивости.

Ниже приведен пример расчета с использованием классической схемы:

- ввод исходных данных (табл. 2):

Таблица 2

Исходные данные

| | | |
|---|---|---|
| высота откоса | *H, м* | 45,0 |
| угол откоса | *α, град* | 36,0 |
| объемный вес | *γ, т/м*$^3$ | 1,3 |
| сцепление | *k, т/м*$^2$ | 4,3 |
| угол внутреннего трения | *ρ, град* | 12,0 |
| *кол-во блоков* | | 10 |

- расчетные величины (табл. 3):

Таблица 3

Расчетные величины

| *n* | $k_n$ | $\rho_n$ | $H_{90}$, *м* | *AB* | *H'* | *a'* | *AB по граф* | *AB max* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1,3 | 3,3 | 9,3 | 6,0 | 16,5 | 7,5 | 1,4 | 8,6 | 16,5 |
| 1,5 | 2,9 | 8,1 | 5,1 | 19,1 | 8,9 | 1,7 | 8,5 | 19,1 |

- расчет на основании графических построений, выполняемых в программе AutoCAD (рис. 6 и 7):

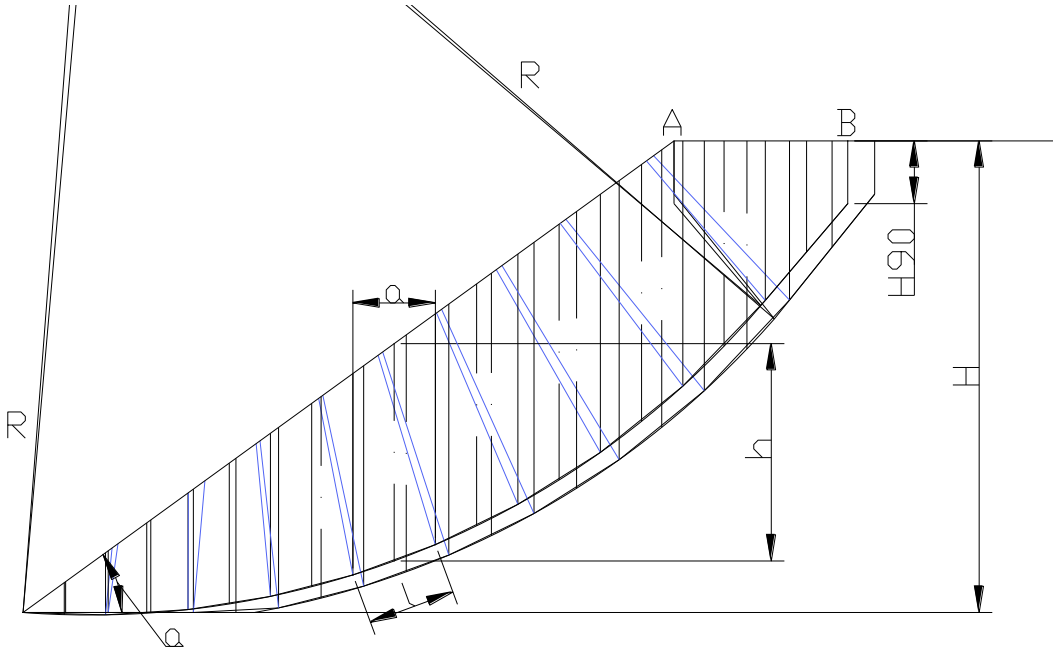



Рис. 6. Схема расчёта методом алгебраического сложения сил

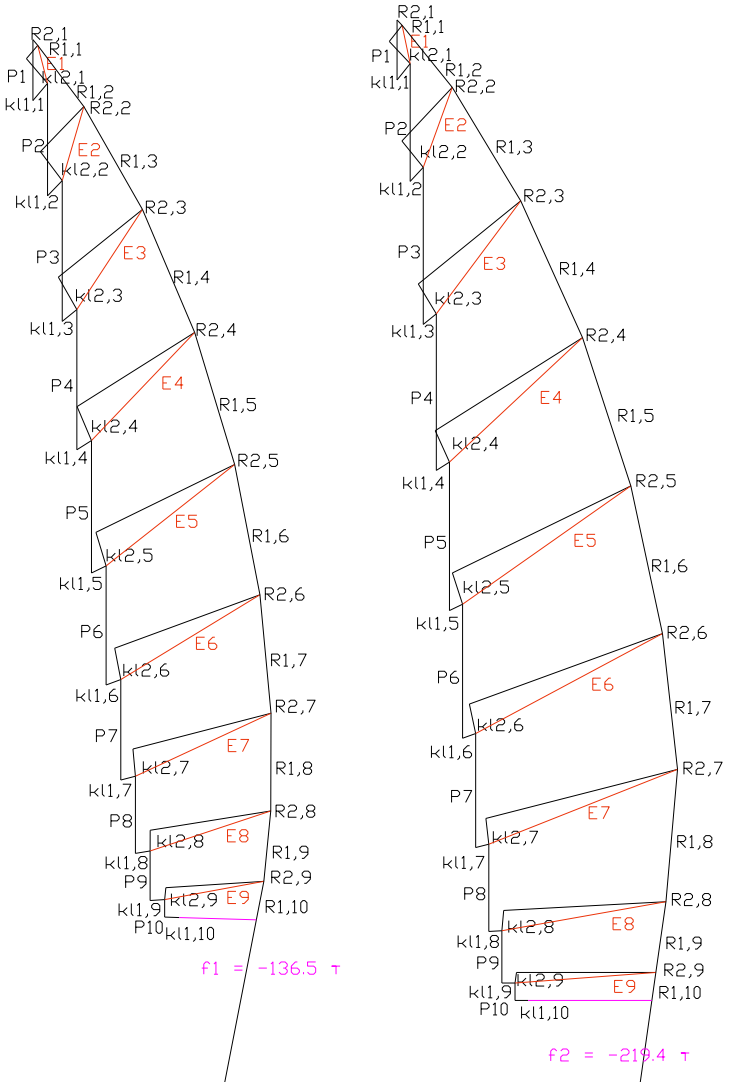



Рис. 7. Схема расчёта методом многоугольника сил

- вывод результатов расчётов в файл программы Microsoft Excel. Расчёт поверхности 1 методом алгебраического сложения сил приведен в табл. 4, поверхности 2 методом алгебраического сложения сил – в табл. 5, расчеты методом многоугольника сил – в табл. 6.

Таблица 4

Расчёт поверхности 1 методом алгебраического сложения сил

| *расчет методом АСС* | | | |
|---|---|---|---|
| *поверхность 1* | | | |
| *$\Sigma T_{сдв}$* | *Σ(N*tg ρ)* | *ΣI* | *Σ(k*I)* |
| 764,8 | 237,2 | 91,7 | 303,3 |
| n | 0,7 | E | 224,3 |

| *i* | *a* | *h* | *γ* | *P* | *φ* | *sin φ* | *Tсдв* | *cos φ* | *N* | *N*tg ρ* | *I* | *$k_n$*I* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | 7,8 | 10,6 | 1,3 | 108,2 | 49,6 | 0,7620 | 82,4 | 0,6475 | 70,1 | 11,5 | 12,1 | 40,1 |
| 2 | 7,8 | 19,6 | 1,3 | 199,8 | 46,2 | 0,7217 | 144,2 | 0,6922 | 138,3 | 22,6 | 11,3 | 37,5 |
| 3 | 7,8 | 24,5 | 1,3 | 250,1 | 38,9 | 0,6277 | 157,0 | 0,7785 | 194,7 | 31,8 | 10,1 | 33,3 |
| 4 | 7,8 | 24,4 | 1,3 | 249,1 | 32,3 | 0,5337 | 132,9 | 0,8457 | 210,6 | 34,4 | 9,3 | 30,7 |
| 5 | 7,8 | 23,1 | 1,3 | 235,5 | 26,1 | 0,4398 | 103,6 | 0,8981 | 211,5 | 34,6 | 8,7 | 28,9 |
| 6 | 7,8 | 20,7 | 1,3 | 211,5 | 20,2 | 0,3460 | 73,2 | 0,9382 | 198,5 | 32,5 | 8,4 | 27,7 |
| 7 | 7,8 | 17,5 | 1,3 | 178,5 | 14,6 | 0,2522 | 45,0 | 0,9677 | 172,7 | 28,2 | 8,1 | 26,8 |
| 8 | 7,8 | 13,4 | 1,3 | 137,1 | 9,1 | 0,1584 | 21,7 | 0,9874 | 135,4 | 22,1 | 7,9 | 26,3 |
| 9 | 7,8 | 8,6 | 1,3 | 87,9 | 3,7 | 0,0646 | 5,7 | 0,9979 | 87,7 | 14,3 | 7,9 | 26,0 |
| 10 | 7,8 | 3,1 | 1,3 | 31,2 | -1,7 | -0,0292 | -0,9 | 0,9996 | 31,2 | 5,1 | 7,9 | 26,0 |

Таблица 5

Расчёт поверхности 2 методом алгебраического сложения сил

| расчет методом АСС | | | |
|---|---|---|---|
| поверхность 2 | | | |
| $\Sigma T_{сдв}$ | Σ(N*tg ρ) | ΣI | Σ(k*I) |
| 817,3 | 226,3 | 95,2 | 272,8 |
| n | 0,6 | E | 318,1 |

| i | a | h | γ | P | φ | sin φ | Tсдв | cos φ | N | N*tg ρ | I | $k_n$*I |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | 8,1 | 10,1 | 1,3 | 106,7 | 51,3 | 0,7801 | 83,3 | 0,6256 | 66,8 | 9,5 | 13,0 | 37,1 |
| 2 | 8,1 | 19,9 | 1,3 | 209,1 | 46,9 | 0,7301 | 152,7 | 0,6833 | 142,9 | 20,3 | 11,9 | 34,0 |
| 3 | 8,1 | 26,5 | 1,3 | 279,1 | 39,1 | 0,6307 | 176,0 | 0,7761 | 216,6 | 30,7 | 10,4 | 29,9 |
| 4 | 8,1 | 26,4 | 1,3 | 278,3 | 32,3 | 0,5350 | 148,9 | 0,8449 | 235,1 | 33,3 | 9,6 | 27,5 |
| 5 | 8,1 | 25,0 | 1,3 | 263,9 | 26,1 | 0,4394 | 115,9 | 0,8983 | 237,0 | 33,6 | 9,0 | 25,9 |
| 6 | 8,1 | 22,6 | 1,3 | 238,2 | 20,1 | 0,3439 | 81,9 | 0,9390 | 223,6 | 31,7 | 8,6 | 24,7 |
| 7 | 8,1 | 19,2 | 1,3 | 202,6 | 14,4 | 0,2484 | 50,3 | 0,9687 | 196,3 | 27,8 | 8,4 | 24,0 |
| 8 | 8,1 | 14,7 | 1,3 | 155,0 | 3,1 | 0,0537 | 8,3 | 0,9986 | 154,8 | 21,9 | 8,1 | 23,3 |
| 9 | 8,1 | 8,8 | 1,3 | 93,0 | 0,0 | 0,0000 | 0,0 | 1,0000 | 93,0 | 13,2 | 8,1 | 23,2 |
| 10 | 8,1 | 2,9 | 1,3 | 31,0 | 0,0 | 0,0000 | 0,0 | 1,0000 | 31,0 | 4,4 | 8,1 | 23,2 |

Таблица 6

Расчёт методом многоугольника сил

| расчет методом МС | | | |
|---|---|---|---|
| заданный к-т запаса | | невязка | |
| n1 | 1,3 | f1 | -136,5 |
| n2 | 1,5 | f2 | -219,4 |
| | | n | 0,7 |

| i | P | | kl1 | | kl2 | | E | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | I пов-ть | II пов-ть | I пов-ть | II пов-ть | I пов-ть | II пов-ть | I пов-ть | II пов-ть |
| 1 | 108,2 | 106,7 | 40,1 | 37,1 | 57,8 | 54,2 | 69,8 | 69,5 |
| 2 | 199,8 | 209,1 | 37,5 | 34,0 | 64,3 | 60,2 | 137,0 | 151,2 |
| 3 | 250,1 | 279,1 | 33,3 | 29,9 | 66,3 | 62,0 | 212,5 | 250,2 |
| 4 | 249,1 | 278,3 | 30,7 | 27,5 | 65,6 | 61,3 | 265,2 | 323,4 |
| 5 | 235,5 | 263,9 | 28,9 | 25,9 | 62,4 | 58,4 | 290,4 | 364,9 |
| 6 | 211,5 | 238,2 | 27,7 | 24,7 | 56,8 | 53,4 | 289,0 | 375,6 |
| 7 | 178,5 | 202,6 | 26,8 | 24,0 | 48,4 | 46,0 | 265,1 | 359,9 |
| 8 | 137,1 | 155,0 | 26,3 | 23,3 | 36,9 | 36,2 | 225,3 | 295,3 |
| 9 | 87,9 | 93,0 | 26,0 | 23,2 | 21,2 | 19,0 | 178,6 | 250,4 |
| 10 | 31,2 | 31,0 | 26,0 | 23,2 | | | | |

На основании полученных коэффициентов запаса устойчивости делают вывод об устойчивости борта, откоса или уступа. В приведенном примере коэффициент устойчивости равен 0,7 и 0,6 – что свидетельствует о неустойчивости борта. В этом случае выдаются рекомендации по выполаживанию борта или принятию других мер по обеспечению устойчивости.

Используемые в программном комплексе методы расчета математически обоснованы и подтверждены натурными наблюдениями за деформациями бортов карьеров в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

До создания программного комплекса ручное построение требовало большого количества времени (около 1-2 рабочих дня занимало одно построение) и содержало большие погрешности. Применение на практике программного комплекса позволяет ориентировочно повысить производительность труда более чем в 20 раз.

Разработанный программный комплекс для расчетов устойчивости бортов разрезов позволил:

– автоматизировать процесс расчета, и соответственно уменьшить время проведения расчетов;

– повысить точность проведения построений и расчетов, и, соответственно, снизить погрешность при проведении расчетов;

– снизить трудоемкость проведения расчетов и построений;

– получать оптимальные параметры устойчивости бортов разрезов с учетом геологических, технологических и экономических факторов при соблюдении требований промышленной безопасности и действующих нормативных документов.

**Список литературы**

1. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров [Текст] - Л.: ВНИМИ, 1972.- 165 с.

2. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разреза [Текст] - СПб.: ВНИМИ, 1998.- 207 с.

УДК 622.235.2

# ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК РУДНИКОВ ОАО «ЕВРАЗРУДА» ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПРОМЫШЛЕННОЙ И РАДИАЦИОННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ

***д.т.н. Цинкер Л.М., к.т.н. Смирнов С.М., к. г-м. н. Веселов А.И., Шилов Д.А.***
***Восточный научно-исследовательский горнорудный институт***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация***. Геофизические исследования института «ВостНИГРИ» направлены на получение достоверных и экспрессных данных удароопасности горных пород и радиационной обстановки в выработках подземных шахт Шерегешевского, Таштагольского и Казского железорудных месторождений. Научные исследования основаны на мониторинге горных выработок современной геофизической аппаратурой.

***Ключевые слова:*** поле напряжений, толчки, микроудары, горные удары, сейсмическое событие, энергетический класс, категория удароопасности, радон, гамма-излучение, радиоактивное загрязнение

Научные исследования института «ВостНИГРИ» проводятся для обеспечения безопасности горных работ, совершенствования техники и технологии горного производства на открытых и подземных горнодобывающих предприятиях Сибири.

Одним из перспективных научных направлений в последние годы является геофизическое исследование подземных горных выработок для оценки удароопасности горных пород и радиационной обстановки.

Проектная и экспертная деятельность института базируется на высоком профессионализме инженеров-проектировщиков и экспертов в области промышленной безопасности.

Институт имеет разрешительные документы:

- лицензию Ростехнадзора № ДЭ-00-012442 от 24.02.2011 на осуществление деятельности по проведению экспертизы промышленной безопасности (проведение экспертизы технических устройств, применяемых на опасном производственном объекте; проведение экспертизы зданий и сооружений на опасном производственном объекте; проведение экспертизы документации на капитальный ремонт, консервацию и ликвидацию опасного производственного объекта; проведение экспертизы документации на техническое перевооружение опасного производственного объекта в случае, если эта документация не входит в состав проектной документации такого объекта, подлежащей государственной экспертизе в соответствии с законодательством Российской Федерации о градостроительной деятельности; проведение экспертизы документов, связанных с эксплуатацией опасного производственного объекта);

- свидетельство об аккредитации в качестве экспертной организации № ЭО-02361*;

- свидетельство о членстве в Саморегулируемой организации Некоммерческого партнерства «Содействие развитию организаций промышленной безопасности Сибири», регистрационный № 42;

- свидетельство о допуске к определенному виду или видам работ, которые оказывают влияние на безопасность объектов капитального строительства № ПНЦ 090073/62, выданное Некоммерческим партнерством «Саморегулируемая организация «Кузбасский проектно-научный центр»;

- свидетельство об аттестации лаборатории неразршающего контроля №74А180237;

- сертификат системы менеджмента качества применительно к научной, проектной и экспертной деятельности на соответствие требованиям ГОСТ Р ИСО 9001-2008 (ИСО 9001:2008), регистрационный № РОСС RU.ИФ63.К00003.

Таштагольское железорудное месторождение разрабатывается с 1942 года сначала открытым, в настоящее время подземным способом этажно-камерной системой разработки с массовым обрушением выработанного пространства, а также с закладкой камер.

Горные работы ведутся на семи горизонтах шахты по Восточному и Юго-Восточному участкам месторождения: на гор. +70м, ±0м, -70м, -140м, -210м, -280м, -350м; на Северо-Западном участке на двух горизонтах: гор.-140м, -210м. Основными горизонтами по добыче сырой руды являются горизонты -280м, -350м Восточного и -70м Юго-Восточного участков.

Нарезные работы ведутся по 12 технологическим блокам. Основной объем проходки нарезных выработок сосредоточен на Восточном участке месторождения.

Месторождение отнесено к опасным по горным ударам. Для месторождения характерно гравитационно-тектоническое поле напряжений, в котором горизонтальные составляющие напряжения сжатия больше вертикальных в несколько раз. Главные нормальные напряжения равны $\delta_{1max}$ =2,5γH, $\delta_2$ =1,3 γH, $\delta_3$ =γH. Максимальные напряжения сжатия ($\delta_{max}$) действуют в Северо-Западном направлении по азимуту А $\delta_{1max}$ =320±20º. На глубине 890 м (гор.-350 м) $\delta_1 = \delta_{max}$=3,8 γH, $\delta_2$ =1,8 γH, $\delta_3$ =γH.

Максимальная составляющая напряжений ориентирована по азимуту 341-356º.

Установлено, что с увеличением глубины отработки месторождения до 800 м и более горизонтальная составляющая напряжений увеличились в 1,4-3,0 раза по сравнению с вертикальной. Появились толчки, микроудары, горные удары и другие явления, связанные с ведением горных работ.

На руднике применяется комплекс методов и методик прогноза удароопасности на основе «Указаний по безопасному ведению горных работ на месторождениях Горной Шории, склонных и опасных по горным ударам», разработаных институтом «ВостНИГРИ» [1,2]. Работы по контролю за НДС массива ведутся по годовым месячным планам службы прогноза и предупреждения горных ударов (СППГУ), а также по заявкам участков шахт.

Оценка состояния массива горных пород осуществляется сейсмическим (сейсмостанция «Таштагол»), электрическим методом (ПЭЗ, ПЭП), деформационным методом, методом глубинных реперов, методом щелевой разгрузки.

Проводится локация напряженно-деформированного состояния (НДС) массива прибором «Ангел». Так например, в I квартале 2014г. в подземных горных выработках проведено 83 измерения показателей эффективного удельного сопротивления (ρ, ом·м) по отрабатываемым участкам месторождения.

Анализ распределения сейсмических событий приведен в табл. 1, из которой следует, что сейсмические события приурочены, в основном, к Восточному участку.

Институтом «ВостНИГРИ» ежемесячно проводятся измерения уровня напряжений с применением прибора СБ-32М «Сапфир».

Прибор СБ-32М (Сапфир) предназначен для регистрации упругих колебаний, излучаемых в процессе необратимого деформирования горных пород и выводом на световое

табло результатов регистрации импульсов акустической эмиссии (АЭ) с автоматическим распределением по двум амплитудным уровням (каналам) в зависимости от амплитуды импульсов.

Таблица 1

Распределение количества сейсмических событий по участкам и энергетическому классу в подземных горных выработках Таштагольского месторождения в I квартале 2014г.

| | Количество сейсмо-событий | Участки | | | За пределами шахтного поля | Энергетический класс |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Восточный | Северо-Западный | Юго-Восточный | | |
| Январь | 140 | 100 | 34 | 3 | 3 | 4,7 |
| Февраль | 98 | 78 | 17 | - | 3 | 4,3 |
| Март | 104 | 77 | 20 | 5 | 2 | 4,3 |
| Итого | 342 | 255 | 71 | 8 | 8 | 4,5 |

Датчик устанавливается в шпур в зоне нарушенных пород на глубине не менее 0,7м и не более 1,5м. В каждой точке замеры АЭ производятся в течение 20 минут с отсчетом количества импульсов с табло прибора через каждую минуту.

При наличии технологических помех при замерах отмечают интервалы, в которых они возникли. Замеры с помехами исключаются из расчетов. На практике для производства замеров выбирают чистое время без помех от работы технологического оборудования.

Для условий подземных шахт ОАО «Евразруда» разработаны «Методические рекомендации по применению метода акустической эмиссии на базе прибора СБ-32М «Сапфир».

В связи с дискретностью и случайным характером деформационных процессов случайными являются и сигналы АЭ.

К основным параметрам процесса АЭ отнесены средняя активность ($Na_1$ – число импульсов за 15-секундный интервал) и показатель амплитудного распределения импульсов (b).

Для расчета параметров используются результаты замеров, высвечивающиеся на индикаторе прибора СБ-32М (САПФИР):

- первым на индикаторе отображается количество импульсов ($a_1$), превышающих первый амплитудный уровень за весь период регистрации;
- вторым отображается количество импульсов ($a_2$), превышающих второй амплитудный уровень за весь период регистрации;
- третьим отображается продолжительность замера (Т) в минутах.

Средняя активность АЭ ($Na_1$) рассчитывается по формуле:

$$Na_1=\frac{a_1}{Tx4}, \text{ импульсов за 15 сек.} \quad (1)$$

Продолжительность измерений (весь период регистрации Т) должна составлять 20 минут, чтобы минимальное число 15-секундных интервалов при отсутствии помех составляло бы не менее 80.

Показатель амплитудного распределения АЭ (b) рассчитывается по формуле:

$$b=\frac{a_1}{a_2}, \quad (2)$$

Большое влияние на шумность массива оказывают взрывные работы. Поэтому измерения проводятся не ранее чем через 2 часа и не позднее чем через 5 часов после взрывных работ.

Категория удароопасности участков массива горных пород определяется по значениям $Na_1$ и «в» в одноименном замере.

Критерии удароопасности горного массива приведены в табл. 2.

Таблица 2

Критерии удароопасности по параметрам акустической эмиссии

| Категория удароопасности участка | Средняя активность АЭ $Na_1$=0,25 | Показатель амплитудного распределения |
|---|---|---|
| «ОПАСНО» | $Na_1 \geq 3$ | в≤4 |
| «НЕ ОПАСНО» | $Na_1 \geq 3$ | в>4 |
| «НЕ ОПАСНО» | $Na_1 < 3$ | «в» - любое |

Таштагольский рудник относится к производствам, где возможно превышение дозовых нагрузок внешнего и внутреннего облучения за счет природных ионизирующих излучений горного массива. Институтом «ВостНИГРИ» исследования проводятся с целью обеспечения и реализации требований Федерального закона «О радиационной безопасности» по ограничению облучения населения за счет природных источников, требований НРБ-99/ 2009, ОСПОРБ-99/2010 и ЕПБ [3,4].

Оценка действующей системы обеспечения радиационной безопасности шахт включает в себя инструментальный радиационный контроль горных выработок, характеристику радиоактивного загрязнения окружающей среды, анализ радиационной обстановки и разработку рекомендаций и мероприятий по обеспечению радиационной безопасности шахты.

При вступлении в силу НРБ-99/2009 изменился системный подход и научная концепция при определении дозовых нагрузок от естественных ионизирующих излучений, изменились значения дозовых пределов в сторону их ужесточения.

Методика выполнения работ включает в себя:

- определение мощности экспозиционной дозы (МЭД) естественного гамма-излучения воздушной среды, вмещающих пород, руд и эквивалентной равновесной объемной активности (ЭРОА) радона в горных выработках на отрабатываемых горизонтах шахт;
- расчет радиационно-гигиенических параметров и дозовых нагрузок отдельных участков выработок;
- разработку рекомендаций (мероприятий), направленных на обеспечение радиационной безопасности шахты, представляемых администрации рудника ежеквартально.

При измерении естественного гамма-фона в горных выработках определяется МЭД естественного гамма-излучения пород, руд и воздушной среды. Измерение эквивалентной ЭРОА радона заключаются в отборе аэрозолей дочерних продуктов распада (ДПР) радона на аэрозольные фильтры, измерении активности альфа - излучателей (RaA, RaC и ThC). Объемная активность короткоживущих ДПР и ДПТ и величины «скрытой энергии» рассчитываются по соответствующим формулам. Единицы измерения - мкР/час и Бк/м$^3$.

Мощность экспозиционной дозы гамма-излучения горных пород измеряется в 2 $\pi$ - геометрии по стенкам горных выработок; и в 4 $\pi$ -геометрии измерения при исследовании массивов сыпучих материалов (щебень, хвосты) или при каротаже скважин. Измерение радиоактивности горных пород ведется по поверхности обнажений, стенкам и дну горных выработок по методике, применяемой при поисках радиоактивных полезных ископаемых. Фиксированные измерения радиоактивности в местах с нормальным гамма-фоном ведутся по сети 1х1м, на аномальных участках со сгущением точек наблюдений - до 0.1х0.1 м. В пункте контроля производится не менее 5 единичных измерений и определяется среднее значение МЭД гамма-излучения по пункту.

Для измерения альфа-, бета- и гаммаизлучения в настоящее время используется аппаратура: газоразрядный цифровой широкодиапазонный радиометр ДРГ-01Т1, Альфарад-М, радиометр-дозиметр МКС-01Р.

Определение ЭРОА радона проводится Альфарад–М. Прибор позволяет осуществлять комплексные экспрессные наблюдения как за радоном и продуктами его распада, так и за тороном. Численные значения МЭД гамма-излучения и ЭРОА радона, рассчитывают-

ся при монофакторном воздействии эффективной дозы 5 мЗв/год, продолжительности работы 2000 ч/год, средней скорости дыхания 1,2 м3/ч.

Радиационно-гигиеническая оценка Таштагольской шахты заключается в оценке суммарных дозовых нагрузок, получаемых в горных выработках шахты от воздействия ЭРОА радона и МЭД гамма-излучения. Наличие торона в выработках шахты не выявлено и потому при расчетах суммарных доз его влияние не учитывается. Для выработок горизонтов шахты рассчитываются следующие параметры: среднегодовая эффективная доза от воздействия ЭРОА радона; среднегодовая эффективная доза от воздействия МЭД гамма-излучения вмещающих пород и руд; определяется суммарная среднегодовая эффективная доза и коэффициент «уровня воздействия».

Результатом работы являются рекомендации по организации радиационной защиты шахты и создание возможности обеспечения безопасности с минимальными затратами. Определяется необходимость правильной организации и рационального распределения воздуха в сети горных выработок, а также устанавливается рациональный комплекс защитных мероприятий, позволяющих снизить уровень ЭРОА радона с наименьшими затратами на проветривание.

На Таштагольском месторождении установлена изменчивость уровня активности радона, вызванного сезонными колебаниями, динамикой горных работ и другими факторами. Уровень концентраций продуктов распада радона сильно варьирует в зависимости от характера водопритока в шахту, типа пород и руд, нарушенности массива разрывными нарушениями и мелкой трещиноватостью. Изменение горно-геологических условий, проходка выработок или отработка добычных блоков в значительной мере усугубляют радиационную ситуацию как в отдельной выработке или участке, так и на горизонте в целом. Отработка рудного массива (взрывание рудных блоков, выпуск руды, проходка новых выработок и консервация старых, отработанных) способствует повышению концентрации продуктов дочернего распада радона в зонах отработанного пространства и повышению активности (ЭРОА) радона в воздухе рабочей зоны. Общешахтная вентиляция не всегда решает задачи подачи чистого воздуха в тупиковые или недостаточно проветриваемые выработки и участки. Увеличение объемов подачи воздуха, и, соответственно, его скорости может вызвать эффект увеличения притока радона из массива за счет перепада давлений, а также перенос радона за счет общешахтной диффузии из «грязных» выработок в сопряженные орты, полевые штреки и квершлаги.

Для шахты Таштагольского филиала ОАО «Евразруда» основные принципы радиационной защиты сводятся к контролю и внедрению мероприятий, ограничивающих посещение недействующих выработок и вентиляционных штреков и ортов; к планомерному решению вопросов об изоляции отработанных выработок и районов рудной зоны; к ограничению размещения в выработках посторонних объектов, непосредственно не связанных с горными работами (различного рода мастерские, бытовки и т.п.); исключению проведения горных работ при отключенных вентиляторах МП, либо подаче воздуха из загрязненных близлежащих выработок.

Для Таштагольской шахты определены средства и механизм воздействия на радиационную обстановку (табл. 3).

Таблица 3

Средства и механизм их воздействия на радиационную обстановку на Таштагольской шахте

| Цель | Способ осуществления | Организационные и технические мероприятия и средства, используемые для достижения цели |
|---|---|---|
| Уменьшение проветриваемого объема и радоновыделения | Изоляция участков, потерявших производственное значение | Возведение вентиляционных перемычек<br>Создание пониженного барометрического давления в изолированном пространстве путем отсоса воздуха |

| Цель | Способ осуществления | Организационные и технические мероприятия и средства, используемые для достижения цели |
|---|---|---|
| | Сокращение дебита радона и пустот в очистных блоках<br>Уменьшение радоновыделения из шахтных вод | Ликвидация отставания закладочных работ<br>Изоляция отработанных заходок при отставании закладочных работ<br>Ограничение водопритока в горные выработки<br>Дренирование водоносных горизонтов<br>Отвод и дегазация радоносодержащих вод |
| Увеличение подачи свежего воздуха | Сокращение утечек воздуха в поверхностных сооружениях на главных вентиляторных установках | Герметизация главных вентиляторных установок (каналы, ляды и т.п.)<br>Организация спуска материалов и оборудования по вспомогательным стволам |
| | Уменьшение аэродинамического сопротивления вентиляционной сети | Снижение местных сопротивлений в каналах ГВУ<br>Устройство плавных сопряжений между основными вентиляционными выработками<br>Ликвидация местных сопротивлений в вентиляционных выработках (складирование материалов, захламленности, остатков вентиляционных сооружений) |
| | Максимальное использование имеющихся вентиляционных мощностей | Поддержание максимальной производительности вентиляторов при данной аэродинамической характеристики сети<br>Обеспечение необходимого количество и температуры теплоносителя для подогрева воздуха в зимнее время |
| | Повышение надежности функционирования вентиляционного оборудования | Дублирование основных вентиляционных устройств<br>Диспетчеризация и автоматизация контроля и управления вентиляционными устройствами |
| Стабилизация режима проветривания | Исключение последовательного проветривания | Отработка месторождений, участков в отступающем порядке<br>Ликвидация постоянных рабочих мест на исходящих струях<br>Размещение электродепо, подстанций, складов ВВ, подземных диспетчерских, слесарных мастерских и т.п. на чистой струи |
| Рациональное размещение рабочих мест в общерудничной вентиляционной сети | Очистка входящих струй | |
| | Индивидуальное воздухоснабжение | Применение фильтров для вентиляторов местного проветривания<br>Устройство водяных завес |
| | | Подвод чистого воздуха на рабочее место |
| | | Применение вентиляционных коллекторов для выдачи исходящей струи |

| Цель | Способ осуществления | Организационные и технические мероприятия и средства, используемые для достижения цели |
|---|---|---|
| Организация безопасных профмаршрутов | Исключение перемещения людей вне постоянных рабочих мест по выработкам с повышенной активностью радона | Исключение доступа людей в непроветриваемые выработки |

Аналогичные исследования горного давления и радиационной обстановки с применением геофизических методов выполняются по Горно-Шорскому и Казскому филиалам ОАО «Евразруда».

Геофизические исследования проводятся с применением современной аппаратурной базы и направлены на повышение достоверности и экспрессности получения данных.

**Список литературы**

1. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам (РД-329-99). - Москва, 2000.

2. Указания по безопасному ведению горных работ на месторождениях Горной Шории, склонных и опасных по горным ударам.- Новокузнецк, 2001.

3 Основные санитарные правила обеспечения радиационной безопасности: ОСПОРБ-99/ 2010.

4 Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и рассыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ 03 – 553 – 03). – М.: НТЦ «Промышленная безопасность», 2005г.

УДК 622.684

# К МЕТОДИКЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРЕДЕЛЬНО-ДОПУСКАЕМЫХ УКЛОНОВ КАРЬЕРНЫХ ДОРОГ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ КАРЬЕРНОГО АВТОТРАНСПОРТА НА РАЗРЕЗАХ КУЗБАССА

***д.т.н. Паначев И.А., Кузнецов И.В.***
***ФГБОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева»***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** В статье определены предельно-допускаемые условия эксплуатации большегрузных автосамосвалов различной грузоподъемности по критерию эффективности работы и повышения ресурса металлоконструкций подвески. Рассчитаны допускаемые значения удельных затрат энергии для типоразмеров трех основных групп с грузоподъемностью: до 55т, от 55 до 130т, свыше 130т.

***Ключевые слова:*** энергоемкость, долговечность, расход топлива, уклон трассы, ресурс.

Ресурс узлов и элементов конструкций большегрузных автосамосвалов при открытом способе разработки угольных месторождений существенно зависит от горнотехнологических условий их эксплуатации. В процессе разработки месторождения возрастает

глубина разреза, увеличивается количество подъемов и спусков, уменьшаются радиусы разворотов автомобилей и, в целом, усложняются условия их эксплуатации, что в итоге и определяет интенсивность нагружения подвески автомобилей, их рамы и кузова, дизель-генератора, редуктора мотор-колеса и других узлов автосамосвала, приводящая к незапланированным простоям большегрузных автосамосвалов. Эти узлы испытывают усталостное нагружение. При переменных напряжениях расчет на усталость выполняется в зависимости от процесса нагружения, который может быть стационарным, когда его вероятностные характеристики с течением времени не меняются, и нестационарным, когда вероятностные характеристики изменяются от цикла к циклу, что приводит в итоге к повреждениям конструкции в зависимости от длительности ее работы. В этом случае для оценки повреждаемости принимается гипотеза линейного накопления повреждений, позволяющая определить долговечность конструкции при любых комбинациях амплитуд, когда все амплитуды превышают предел выносливости без резких всплесков. Для таких спектров используется корректировочная теория расчета накопления повреждений.

При амплитудах, не превышающих предела выносливости, расчет на долговечность ведется по коэффициенту запаса прочности. Однако окончательное решение во всех случаях нагружения принадлежит эксперименту.

Основными показателями условий эксплуатации автотранспорта являются энергоемкость, определяющая затраты энергии на «полезную» работу автосамосвала, и долговечность, характеризующая срок службы узла или элемента конструкции автомобиля. При транспортировании горной массы карьерные автосамосвалы выполняют работу на перевозку вскрыши или полезных ископаемых от места погрузки до места разгрузки и обратно. «Полезная» работа автосамосвала в процессе эксплуатации – это работа, затраченная на транспортирование горной массы без учета погрузки-разгрузки.

Для оценки долговечности металлоконструкций автосамосвалов были выполнены исследования с использованием экспериментально-вычислительного центра [2]. Для энергетической оценки транспортирования горной массы с использованием большегрузных автосамосвалов принята величина удельных затрат энергии на подъем 1 т из карьера [1].

Исследования проводились на разрезах Кузбасса на разных участках дорог для трех групп автосамосвалов. Наиболее значимым горнотехнологическим фактором, влияющим на показатели работы автосамосвалов, является угол наклона трассы. Результаты выполненных исследований позволили построить совместную диаграмму зависимостей математического ожидания амплитуды напряжений ($M_{\sigma a}$) и удельных затрат энергии от уклона трассы для автосамосвалов БелАЗ трех основных групп по грузоподъемности (менее 55т, 55-130т, более 130т) (рис. 1).

Полученная диаграмма позволяет графически определить допускаемые углы наклона трассы при транспортировании горной массы и удельные затраты энергии с учетом повышения ресурса металлоконструкций подвески, узлы которой изготовлены из сталей с пределом текучести 240 МПа и выше.

Коэффициент запаса прочности (n) для большинства металлоконструкций принимается в интервале 1,2÷2,0. При принятом n = 2 горизонтальная черная (допускаемая) линия ED на диаграмме соответствует допускаемому напряжению, равному 120 МПа. Абсцисса точек пересечения этой линии с кривыми графика 1, 2, 3 (A, B, C) характеризуют уклоны трассы для каждого из названных типов автосамосвалов, при превышении которых возникающие в металлоконструкциях подвески напряжения приводят к росту трещин, сокращению долговечности и ресурса элементов балки заднего моста.

Для полученных значений уклонов точки $A_1$, $B_1$, $C_1$ соответствуют значениям удельных затрат энергии. Для автосамосвалов грузоподъемностью менее 55 т удельные затраты энергии составили 10,5 г у.т./тм при эксплуатации на уклоне трассы в 85 ‰, для БелАЗов с грузоподъемностью от 55 т до 130 т - 11 г у.т./тм при уклоне трассы в 108 ‰, для большегрузных автосамосвалов с грузоподъемностью свыше 130 т удельные затраты энергии при уклоне трассы в 149 ‰ составили 11,9 г у.т./тм.

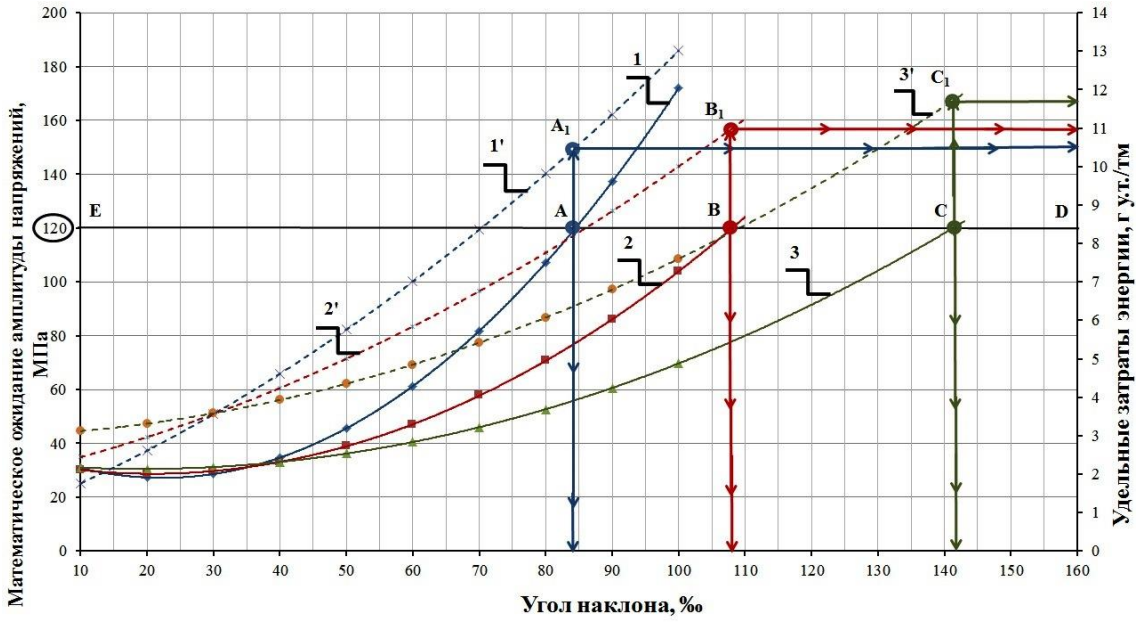



Рис. 1. Совместная диаграмма зависимостей математического ожидания амплитуды напряжений (1, 2, 3) и удельных затрат энергии (1', 2', 3') от уклона трассы для автосамосвалов БелАЗ с грузоподъемностью менее 55 т, 55-130 т и свыше 130 т соответственно

В процессе комплексной оценки эффективности эксплуатации каждой группы автосамосвалов на определенных углах наклона введено понятие «полезного» расхода топлива, вычисляемого с учетом удельных затрат энергии (УЗЭ). «Полезный» расход топлива - количество дизтоплива, затраченное на транспортировку горной массы от пункта загрузки до пункта разгрузки.

Для определения номинального «полезного» расхода топлива были проанализированы технические и эксплуатационные параметры автосамосвалов БелАЗ-7555, БелАЗ-75131, БелАЗ-75600. По номинальной мощности и удельному расходу двигателя определили номинальный расход топлива за рейс ($Q_{\text{рейс}}^{\text{ном}}$)

$$Q_{\text{рейс}}^{\text{ном}} = \frac{N \times q \times T}{n}, \qquad (1)$$

где $N$ – номинальная мощность двигателя, кВт; $q$ – удельный расход топлива двигателя, г/кВт*ч; $T$ – время смены, ч; $n$ – количество рейсов за смену.

Номинальная мощность является наибольшей, но не максимальной мощностью двигателя для данных условий эксплуатации, при которой гарантируется надежная работа в течение значительной части (или всего) срока службы двигателя, тогда номинальный «полезный» расход топлива – это показатель экономичности и долговечности двигателя, характеризующий его срок службы.

Номинальная мощность и удельный расход топлива для двигателя данной модели определялся по техпаспорту, время смены принималось равным 12ч, количество смен рассчитано по данным, полученным посредством GPS-навигации.

Результаты выполненных расчетов позволили установить зависимости «полезного» расхода топлива на различных участках дороги при использовании автосамосвалов различной грузоподъемности (рис. 2). Были рассмотрены типоразмеры автосамосвалов в каждой группе с максимальной грузоподъемностью (БелАЗ-7555, БелАЗ-75131, БелАЗ-75600). По номинальной мощности и удельному расходу двигателя определили номинальный расход топлива за рейс.

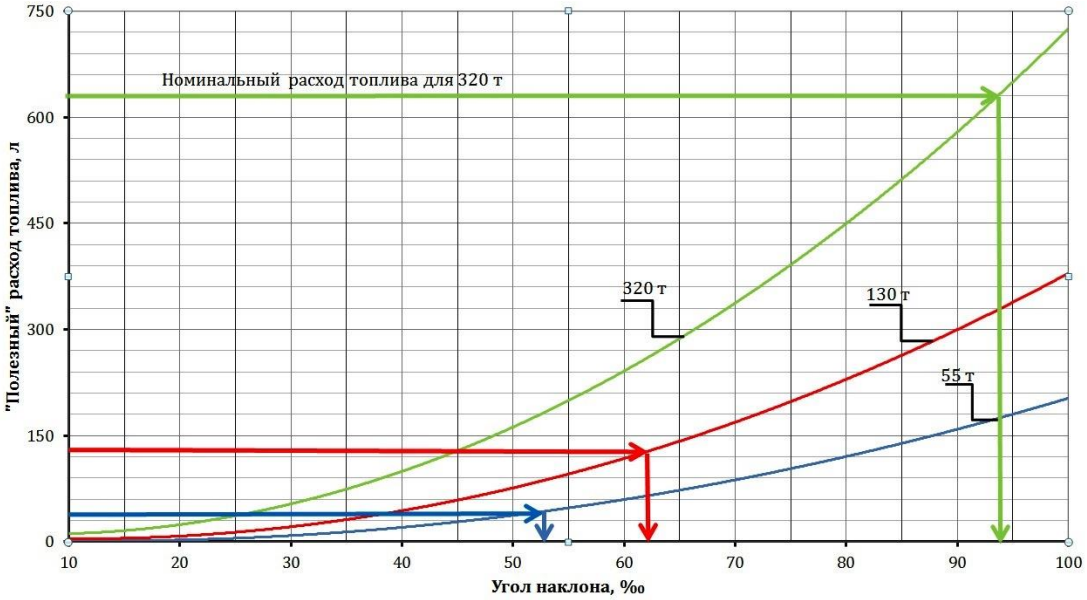



Рис. 2. Зависимость «полезного» расхода топлива от угла наклона трассы для автосамосвалов БелАЗ трех основных групп грузоподъемности

Из рис. 2 видно, что характер полученных зависимостей для всех автосамосвалов – полиномиальный (коэффициент аппроксимации составил 0,974). Установленные зависимости не являются точечными значениями для определенного угла наклона. Это предельно-допускаемое значение «полезного» расхода топлива, превышение которого приводит к сокращению ресурса двигателя.

Анализ полученных результатов исследования по определению «полезного» расхода топлива в зависимости от условий эксплуатации карьерного автотранспорта позволил установить допускаемый интервал углов наклона трассы для эксплуатации автосамосвалов различной грузоподъемности (рис. 3).

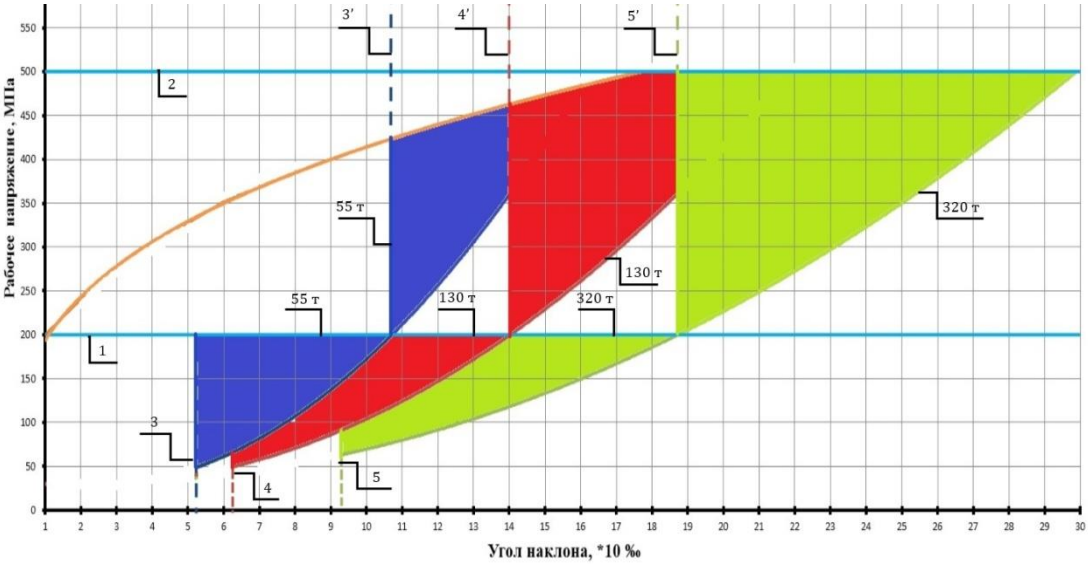



Рис. 3. Диаграмма определения допускаемых условий эксплуатации автосамосвалов различной грузоподъемности

Каждой группе автосамосвалов соответствует по две области на диаграмме определенного цвета: синий цвет – БелАЗ–7555 с грузоподъемностью 55т, красный цвет – БелАЗ–7131 с грузоподъемностью 130т, зеленый цвет – БелАЗ–75600 с грузоподъемностью 320т. Оранжевая линия – это отношение длины элемента исследуемой металлоконструк-

ции подвески к критической длине трещины при определенных напряжениях. Голубым цветом обозначены две горизонтальные линии: нижняя (1) соответствует пределу выносливости, верхняя (2) – пределу прочности. Три области диаграммы, ниже предела выносливости, ограничены вертикальными прямыми линиями (3, 4, 5), соответствующими углам наклона при номинальном расходе топлива. То есть в интервале углов наклона нижних областей происходит увеличение расхода топлива, а, следовательно, происходит сокращение ресурса двигателя, но еще не происходит образования и роста трещин в металлоконструкциях. Вертикальные границы верхних областей диаграммы (3′, 4′, 5′) соответствуют росту пластических деформаций. В случае возникновения на интервалах углов наклона трассы напряжений, соответствующих области на диаграмме, происходит трещинообразование и рост трещин в металлоконструкциях заднего моста подвески.

Для учета влияния основных показателей эксплуатации автосамосвалов (технических, технологических и физических) построена гистограмма характерных углов наклона трассы, при достижении которых происходит заметное изменение в показателях эксплуатации, для автосамосвалов различной грузоподъемности (рис. 4).

На рис. 4 отображены характерные углы наклона трассы для следующих параметров эксплуатации: $Q_{ном}$ – номинальное значение расхода дизтоплива, при котором двигатель работает на номинальной мощности (не сокращается ресурс двигателя, заданный заводом-изготовителем); $P_{фном}$ – номинальное значение удельных затрат энергии, при котором еще сохраняется наработка на отказ, указанная в техпаспорте автосамосвала; $\sigma_{ном}$ – номинальное значение напряжений в металлоконструкциях подвески, равные пределу выносливости, при котором еще не происходит образования и роста трещин; $P_{фпред}$ – предельное значение удельных затрат, при котором наработка на отказ составляет 24 моточаса; $\sigma_{пред}$ – предельное значение напряжений в металлоконструкциях подвески, при котором напряжения достигают предела прочности.

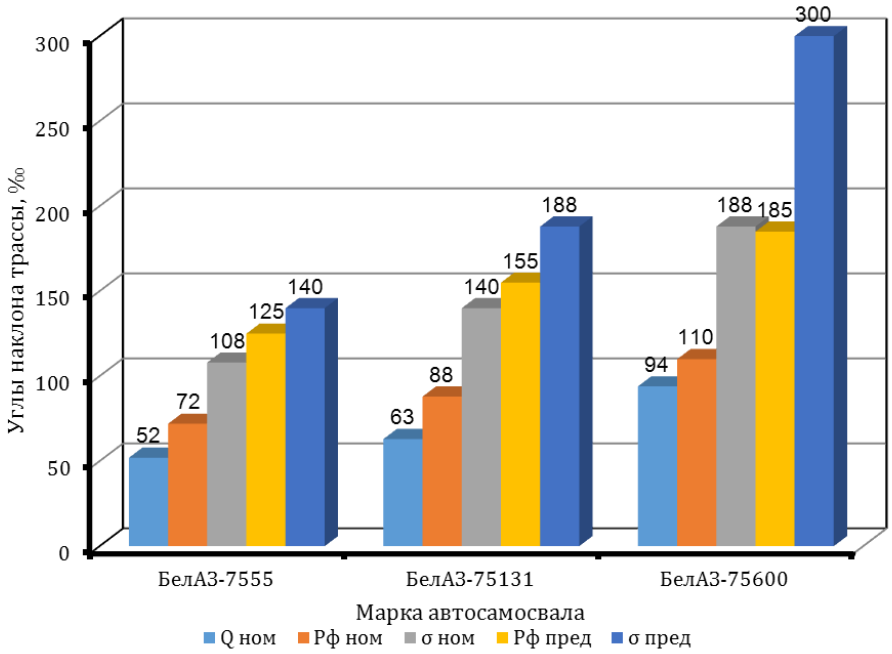



Рис. 4. Гистограмма характерных углов наклона трассы

Обеспечение эффективной и безотказной работы автосамосвалов, увеличение ресурса металлоконструкций и срока службы системы, снижение энергозатрат на транспортирование горной массы достигается посредством эксплуатации карьерного транспорта на углах наклона, не превышающих 108, 140 и 185 ‰ для типоразмеров с грузоподъемностью до 55т, от 55 до 130т и свыше 130т соответственно

**Список литературы**

1. Паначев И.А. Оценка энергоемкости процесса транспортирования горной массы большегрузными автосамосвалами на разрезах Кузбасса [Текст]/ И.А. Паначев, И.В. Кузнецов //Вестник Кузбасского государственного университета – 2011. - №4. – С. 35-40.
2. Паначев И.А. Анализ влияния угла наклона трассы на энергоемкость транспортирования горной массы большегрузными автосамосвалами [Текст]/ И.А. Паначев, И.В. Кузнецов //Вестник Кузбасского государственного университета – 2013. - №6. – С. 67-70.
3. Паначев И.А. Обоснование нагруженности элементов металлоконструкций большегрузных автосамосвалов при транспортировании горной массы на разрезах Кузбасса [Текст]/ И.А. Паначев, И.В. Кузнецов // Энергетическая безопасность России: новые подходы к развитию угольной промышленности. Материалы XV Международной научно-практической конференции, 8-11 октября 2013 г. – Кемерово, 2013. – С. 61-65.
4. Мариев П.Л., Кулешов А.А., Егоров А.Н., Зырянов И.В. Карьерный автотранспорт стран СНГ в XXI веке. – СПб.: Наука, 2006. - .387 с.
5. Кулешов А.А. Выбор оптимальной типажной структуры экскаваторно-автомобильных комплексов для условий конкретного карьера. – Ленинград, 1989. – 70 с.

УДК 622.271

# ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ДОЛЕВОГО УЧАСТИЯ ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ ДЕЙСТВУЮЩИМИ РАЗРЕЗАМИ НАКЛОННЫХ И КРУТОПАДАЮЩИХ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

***к.т.н. Селюков А.В.***
***ФГБОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева»***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Представлены методические основы перехода действующего разреза с внешнего на внутреннее отвалообразование, с учетом требований нормативной документации при проектировании. Предлагается развитее существующих методических подходов, реализация которых позволит увеличить долевое участие внутреннего отвалообразования для действующих разрезов Кемеровской области.

***Ключевые слова:*** открытая угледобыча, внешнее и внутреннее отвалообразование

В практике производства открытой угледобычи в Кемеровской области, начиная с момента ввода в эксплуатацию первых угольных разрезов “Бачатский”, “Краснобродский” и других, преимущественно имела место углубочная продольная одно или двух бортовая система разработки (рис.1).

В основу такой системы разработки закладывается развитие горных работ по падению угольных пластов, а приращение рабочей зоны в плане горных работ является производным от первоначального главного развития горных работ по глубине. При этом все вскрышные породы извлекаются из контура карьерного поля и перевозятся в основном с использованием колесных видов транспорта на внешний отвал. Эти основополагающие моменты по формированию внешних отвалов основываются на пункте 141 “Правил безопасности…..” [1]: Местоположение, количество, порядок формирования и эксплуатации внутренних и внешних отвалов, их параметры определяются проектом. К этому же такой способ производства способствует прогрессирующему темпу отчуждения земель, которые подчас важны для сельскохозяйственного назначения (землеемкость открытых горных работ достигает до 50 га/млн.т).

Рис.1. Панорамная аэрофотосъемка угольного разреза; углубочная продольная двух бортовая система разработки (классификация систем открытой разработки месторождений полезных ископаемых по акад. В.В. Ржевскому)

Однако в последнее десятилетие в проектной документации стали появляться технологические решения, направленные на снижение негативных последствий открытых горных работ. К числу таких проектных решений можно отнести внедрение блоковых технологий отработки карьерного поля. Сущность технологии состоит в делении карьерного пространства на блоки, из которых первоначальный отрабатывается до проектной глубины с размещение вскрышных пород на внешнем отвале, а затем по мере образования выработанного пространства последующие блоки отрабатываются с размещением вскрыши в образовавшемся пространстве предыдущего [2].

К числу угольных разрезов с блоковым способом отработки можно, к примеру, отнести действующие разрезы “Виноградовский” и “Прокопьевский”. Однако такие технологические решения вступают в противоречие с дополнениями к этому же пункту действующих правил безопасности: “Запрещается размещение отвалов на площадях месторождений, подлежащих отработке открытым способом”. В данной трактовке подпункта весьма перманентно подчеркнут выбор вариантов размещения вскрышных отвалов над запасами полезных ископаемых, которые могут в будущем периоде эксплуатации подвергнуться извлечению. Проявление этого момента особенно просматривается на крутопадающих угольных месторождениях, когда угольные пласты погружаются на большие глубины. Тем не менее, как утверждается в этом же пункте Правил: “Для проверки новых и усовершенствования существующих систем разработки и их параметров допускается опытно-промышленная разработка месторождения полезных ископаемых или его части, которая осуществляется на основании проекта и планов развития горных работ, согласованных с территориальными органами Госгортехнадзора России и утвержденных руководителем организации”. Таким образом, размещение внутренних отвалов над запасами полезных ископаемых вполне возможно, что и находит подтверждение в проектной документации по угольным разрезам, и по результатам практической деятельности предприятий. В итоге можно сделать вывод о том, что практическая реализация технологических решений внутреннего отвалообразования должна реализовываться на технико-экономическом обосновании применительно к конкретным условиям.

По результатам анализа проектной документации по угольным разрезам с блоковым способом отработки немаловажно подчеркнуть общую группу недостатков, присутствующих в ней: при внедрении блокового способа отработки для режима действующего карьерного поля наблюдается рассогласованность долевого участия внешнего и внутреннего отвалов в общем годовом объеме перерабатываемой вскрыши. Следует пояснить это обстоятельство, которое наступает с негативной стороны следующей направленности:

часть вскрышных пород, предназначенных для размещения во внутреннем отвале, приходится располагать во внешнем, так как в проекте нет обоснования синхронизации увязки годовых объемов вскрыши с организацией горных работ и параметрами блоковой технологии. Дело в том, что проектная деятельность регламентирована нормативно-правовыми документами, значительная часть которых выпущена в прошлом столетии. К тому же современные требования к тем или иным разделам проекта, с точки зрения обоснованности принятых решений основываются подчас морально устаревшими документами, и чаще всего задачи более детального обоснования вопроса не требуется, а ограничиваются всего лишь общими чертами. Такой подход к обоснованию проектных решений приводит к ситуации, когда угольным предприятиям приходится с большей частотой обращаться к специализированным организациям для внесения изменений в проектную документацию.

Для изыскания путей устранения распределения вскрыши на внешнем и на внутреннем отвале при блоковом способе отработки угольного месторождений предлагается модель баланса, включающая следующие группы факторы, которые не находят той или иной характерной взаимосвязи в проекте:

- методическая основа точки отсчета момента времени (технологической, экологической или иной необходимости) изменения перераспределения объемов вскрышных пород, отсыпаемых на внешнем отвале с направлением их на внутренний отвал;
- динамика развития контуров карьерного поля во взаимоувязке с размерами карьерного поля и внешнего отвала при достижении ими конечных размеров;
- направление и цикличность развития контуров карьерного поля и внешнего отвала исходя из момента перераспределения баланса вскрыши с внешнего отвала на внутренний отвал;
- местоположения внешних отвалов, их количество и взаимное слияние, наличие свободных земель в горизонтальном пространстве между карьерным полем и внешним отвалом;
- аккумулирующая способность выработанного пространства в режиме поэтапной интеграции внутреннего отвала в рабочую зону карьера и др.

Баланс распределения вскрышных пород на “внешний/внутренний отвал” должен основываться только на фактическом положении горных работ, параметров горных выработок и отвалов, динамике пространственного развития рабочей зоны. Укрупнено модель баланса можно представить в виде графической схемы, представленной на рис. 2.

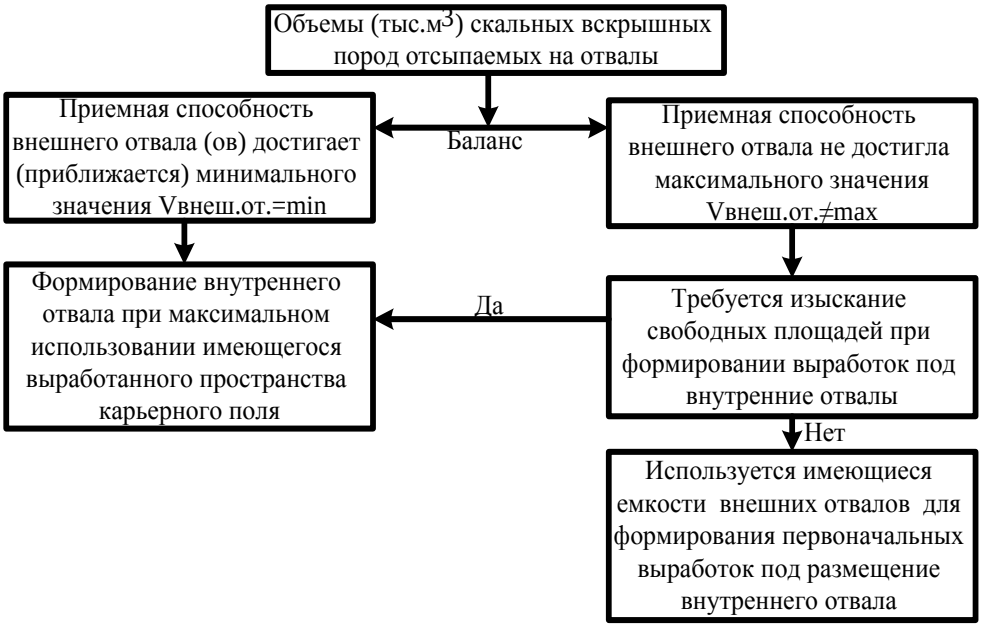



Рис. 2. Общая схема графического представления укрупненного баланса распределения вскрышных пород, отсыпаемых на внешний или внутренний отвалы

С точки зрения перераспределения вскрыши с внешнего отвала на внутренний отвал такая модель баланса является универсальной и охватывает всевозможные условия эксплуатации разных угольных разрезов, в частности для наклонных и крутопадающих угольных месторождений.

Для решения задачи изыскания момента перехода с внешнего на внутренний отвал для учета фактических параметров карьерного поля и внешнего отвала используется: панорамная аэрофотосъемка угольных разрезов (рис. 3) и упрощенная схема, объясняющая направления развития контуров карьерного поля и внешнего отвала (рис.4); сводно-совмещенные планы горных работ; продольные и поперечные сечения карьерного поля; годовые объемы вскрыши, размещаемые на внешнем отвале; скорости и направления подвигания контуров отвала и карьера, их положение в рассматриваемый период времени, конечное положение их контуров; принятый вид технологии и так далее.

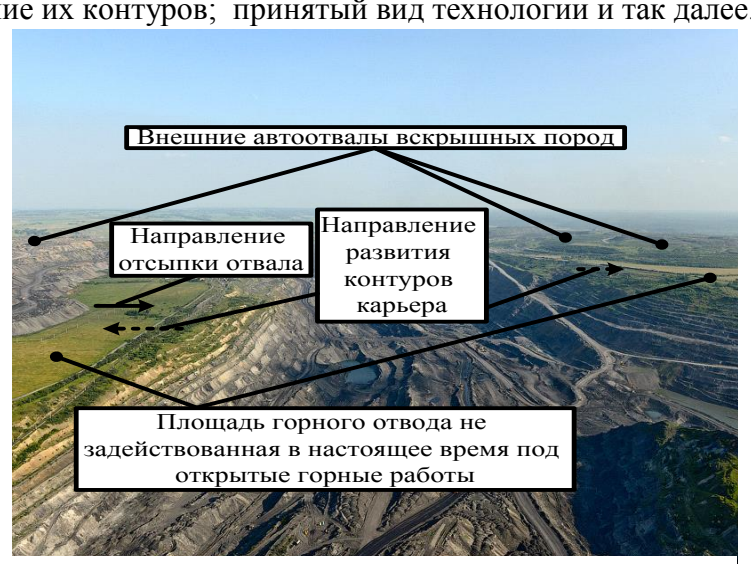



Рис. 3. Аэрофотосъемка разреза с указанием мест расположения автоотвалов вскрышных пород

tц.т. – положение центра тяжести внешнего отвала

Рис. 4. Упрощенная схема, поясняющая расположение внешних отвалов по периметру карьерного поля с возможными направлениями развития контуров

Рассмотрим пример реализации модели баланса для условий разреза ООО «Разрез Киселевский». ООО «Разрез Киселевский» осуществляет свою деятельность на основании

лицензии на право пользования недрами КЕМ 14778 ТЭ от 16.10.2009 года и горноотводного акта №1852 от 26.11.09г. на участке «Разрез Киселевский» Киселевского каменноугольного месторождения. Границами участка недр согласно лицензии КЕМ 14778 ТЭ являются:на севере - русло реки Чикманачиха; на востоке - выход пласта VIII Внутреннего под наносы; на юге - по восточному крылу I Тырганской антиклинали - русло реки Калзыгай, по западному крылу - 4 промежуточная разведочная линия; на западе - Тырганский надвиг; Нижней границей участка являются: на Восточном крыле I Тырганской антиклинали - горизонт +112 м (абс.); в центральной части Западного крыла I Тырганской антиклинали - горизонт + 176 м (абс); в западной части Западного крыла I Тырганской антиклинали: от северной границы участка недр до 16 р.л. - горизонт +250м (абс); от 16 р.л. до южной границы участка недр - горизонт +240м (абс). Площадь горного отвода составляет 795 га. Размеры участка недр (поля разреза): длина (по простиранию) - до 5050 м: ширина (вкрест простирания) - до 2000 м. Проектная мощность участка «Разрез Киселевский» принята равной 2000 тыс. т угля в год. Принятая проектная мощность проверена расчетами по фактору обеспечения подготовленными запасами, производительности вскрышного комплекса и пропускной способности автодорог. Фактическое состояние горных работ характеризуется следующими данными. Восточное крыло, отрабатываемое единым полем, вскрыто северной и южной въездными траншеями внутреннего заложения и системой временных автомобильных заездов на обособленные участки и горизонты. Северной траншеей поле Восточного крыла вскрыто до гор + 192м, южной - до гор. +160м. Через северную траншею осуществляется автотранспортная связь добычных горизонтов с угольными складами №1 и №2, через южную - связь с угольным складом №1 и Дальнегоровским отвалом. Центральный блок Западного крыла (между 9 и 12 р.л.) вскрыт до гор. +230м центральной въездной траншеей внутреннего заложения. Южная часть Западного блока вскрыта до гор +320м транспортной бермой с выработанного пространства северной части блока. Северная часть Западного блока отработана и засыпается вскрышными породами южной части центрального блока Западного крыла. Вскрышные породы центрального блока Западного крыла и западного борта Восточного крыла вывозились на внутренний отвал № 1, расположенный в выработке северной части западного блока Западного крыла, которая была отработана ранее до лицензионных границ. Характеристика отвалов приведена в табл. 1.

Таблица 1

Характеристика параметров внешних и внутренних отвалов

| Наименование отвалов | Параметры отвалов | | | |
|---|---|---|---|---|
| | высота, м | отметка верха отвала, м | емкость отвала, тыс. м$^3$ | |
| | | | геометрическая | в целике |
| Внутренний отвал №1 | 190 | + 450 | 25490 | 22 760 |
| Внутренний отвал №2 | 170 | + 370 | 20320 | 18 145 |
| Внутренний отвал №3 | 164 | + 340 | 53 300 | 47 585 |
| Внешний «Дальнегоровский» | 70 | + 330 | 5 020 | 4 480 |
| Внешний «Восточный» | 110 | + 450 | 150 400 | 134 285 |
| Внешний «Западный» | 90 | + 450 | 22 700 | 20 270 |
| Внешний «Южный» | 30 | + 450 | 11 200 | 10 000 |

При отработке восточного борта Восточного крыла вскрышные породы вывозились на Восточный автоотвал, располагающийся вдоль восточной границы горного отвода разреза на нарушенных землях, ликвидированных шахт «Краснокаменская» и «Дальние горы». С учетом залегания пластов и установленной мощности разреза (2 000 тыс.т/год.) проектом определена углубочно-сплошная двухбортовая продольная система разработки с блоковым порядком отработки и использованием в качестве основного транспортного средства автомобилей БелАЗ7555, 75570, 7513, 75170. Общий объем вскрышных работ составляет максимум 19 600 тыс.м$^3$ в 2014 году с уменьшением до 17800 тыс.м$^3$ в 2016 году.

Вскрышные породы на первом этапе ведения горных работ размещаются как на внешних, так и на внутренних отвалах: внешнем Восточном отвале, на Внутреннем отвале № 1 и внешнем Западном. Геометрическая емкость отвала включает объем вскрышных пород с учетом остаточного коэффициента разрыхления $К_р$ = 1,12. Складирование вскрышных пород разреза осуществляется на внешних и внутренних отвалах.

Согласно данным представленным в таблице и проанализированным через укрупненную графическую модель баланса необходимо размещать вскрышные породы в следующем порядке: - на I этапе отработки поля разреза (2014- 2016 г.г.) при отработке запасов угля по пластам Восточного крыла I Тырганской антиклинали - на внешнем Восточном отвале (38 млн.м$^3$) и на Внутреннем отвале № 1 (10,85 млн.м$^3$) , при этом часть вскрыши будет транспортироваться на северную часть Западного внешнего отвала (4,0 млн.м$^3$); вскрышные породы центрального блока Западного крыла вывозятся автотранспортом на Внутренний отвал № 1 (28,8 млн.м$^3$) и частично на Южный отвал (4 млн.м$^3$); - на II этапе (2017-2025 г.г.) – отработка запасов угля на Восточном крыле I Тырганской антиклинали производится с вывозкой вскрышных пород на Восточный отвал (80 млн.м$^3$), на Западный отвал (24,2 млн.м$^3$) и незначительный объем при вскрытии запасов южной части блока – на Дальнегоровский (5,02 млн.м$^3$); на Западном крыле в центральном блоке закончена отработка запасов южной части и производится засыпка выработанного пространства вскрышными породами северной части центрального блока (16 млн.м$^3$) и породами верхних горизонтов южной части западного блока (7,5 млн.м$^3$), часть объемов вскрыши укладывается на Южный отвал (7,2 млн.м$^3$), оставшиеся объемы вскрыши вывозятся на Западный отвал (18,7 млн.м$^3$); - на III этапе (2026-2030 г.г.) – производиться доработка запасов южного блока на Восточном крыле I Тырганской антиклинали с вывозкой вскрыши на внешний Восточный отвал (18 млн.м$^3$) и в выработку центрального блока (20 млн.м$^3$); отработка запасов западного блока Западного крыла I Тырганской антиклинали с вывозкой вскрышных пород на внутренний отвал № 3 в северную часть центрального блока (31,1 млн.м$^3$).

Таким образом, регулируя перераспределением вскрышных пород через графическую схему, можно повысить эффективность горного производства за счет увеличения долевого участия внутреннего отвала, что положительно скажется на показателях производственно-хозяйственной деятельности предприятия.

## Список литературы

1. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03).

2. Рутковский Б.Т. Блоковый способ отработки месторождений открытым способом: Межвуз. сб. науч. тр. / Кузбас. политехи ин-т. Кемерово, 1972. с. 81-87.

УДК 504.06:541.18:622.3

# ТЕХНОЛОГИЯ «РЕОМАКС ЕТД» ДЛЯ СКЛАДИРОВАНИЯ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ

***Фролов В.С., д.т.н. Ульрих Е.В., Фролов Д.В.***
***ФГБОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева»,***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Вопросы складирования угольных шламов являются актуальными с различных точек зрения: технологической, экологической и экономической. Начиная с 1994 года значительное количество углеобогатительных предприятий полностью замкну-

ло водно-шламовую схему и отказалось от применения гидроотвалов. Были построены фильтр-прессовые отделения и складирование производится для уже обезвоженных шламов. Тем не менее, ряд фабрик еще работают со сбросом шламов (отходов флотации) в наружные отстойники. В статье рассматривается возможность увеличения срока эксплуатации гидроотвалов без крупных капитальных вложений.

***Ключевые слова:*** угольные шламы, гидроотвал, отходы флотации, модификаторы реологии, Реомакс ЕТД.

Складирование угольных шламов (отходов флотации), многие годы, является процессом, отвлекающим на себя значительные материальные затраты. Казалось бы с введением в строй на большинстве углеобогатительных предприятий, фильтр-прессовых отделений, этот вопрос станет менее актуальным. Тем не менее, ряд фабрик продолжает сбрасывать шламы в гидроотвалы, подобные проблемы стоят перед рядом шахт и разрезов.

Строительство и эксплуатация фильтр-прессовых отделений наиболее экологичный способ складирования отходов углеобогащения. Но это и достаточно дорогостоящий проект (затраты на проектирование и строительство, эксплуатационные затраты на флокулянты и расходные материалы, затраты на запасные части). В условиях значительного снижения цен на угольный концентрат и, как следствие, снижения рентабельности многих фабрик, не все предприятия могут позволить себе подобное строительство.

Специалистами крупнейшего химического концерна BASF была разработана специальная серия реагентов модификаторов реологии Реомакс ЕТД. Эти реагенты, позволяют минимизировать время обезвоживания шламов в гидроотвале, ускорить процесс возврата осветленной воды, и, тем самым, значительно продлить срок службы наружных отстойников.

Проведены исследования эффективности складирования угольных шламов ГОФ «Томусинская», с использованием модификатора реологии Реомакс ЕТД. В качестве объектов исследования были взяты шламы, поступающие в илонакопитель.

ГОФ «Томусинская» перерабатывает 1,8 млн т угля в год. Отходы флотации в количестве 200-230 тыс. т/г из радиального сгустителя поступают в гидроотвал. По данным предприятия, концентрация твердого 50-60 г/л.

В настоящее время процесс осаждения тонкодисперсных отходов в гидроотвале существенно затруднен. Гидроотвал заполнен осадком в виде стабильной иловой суспензии. По расчетам предприятия, резерв объема гидроотвала в ближайшие полтора – два года будет исчерпан. Для дальнейшего функционирования ГОФ требуется решение вопроса обезвоживания отходов с получением транспортабельного продукта и очищенной оборотной воды.

Исследовались 2 пробы, отобранные в разное время, первая зольностью 61,9%, вторая – 54,7 %. Пробы были предварительно сгущены флокулянтом Магнафлок 5250. Содержание твердого в 1 пробе составило – 171 г/л. Содержание твердого во второй пробе – 280 г/л.

Задачей исследований было получение транспортабельного осадка и чистой оборотной воды. Результаты исследований приведены в табл 1, 2.

Наилучшие результаты достигаются при использовании полимеров РЕОМАКС ЕТД 9060, несколько уступает ему 9050, затем следуют 9010 и 9080. Результаты испытаний свидетельствуют, что при обработке реологическим модификатором RHEOMAX™ (РЕОМАКС) 9060 достигаются следующие показатели: угол растекания осадка - 5%, водоотдача через 10 минут - более 53%. Выделенная вода – чистая.

Расходы полимера для достижения оптимальных результатов для данных проб составляют, соответственно: для пробы 1 – 290 - 310 г/т; для пробы 2 – 100 - 110 г/т.

Как следует из полученных результатов, расход полимера для пробы 2 существенно ниже, чем для пробы 1. Это объясняется различным содержанием твердого в пульпе.

Таблица 1.

Результаты обезвоживания отходов флотации с помощью Реомакс ЕТД

| Продукт | Расход, г/т | Концентр. полимера,% | Кол-во перемешив. | Угол растекания осадка | Отдача воды за 10 мин. | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | мл | % |
| Исходный | - | - | - | 0 | 0 | 0 |
| РЕОМАКС® 9010 | 219,3 | 0,1 | 9 | 7 | 73 | 42 |
| | 263,2 | 0,1 | 9 | 8 | 78 | 45 |
| | 307,0 | 0,1 | 9 | 9 | 81 | 46 |
| | 350,9 | 0,1 | 9 | 9 | 87 | 49 |
| | 438,6 | 0,1 | 9 | 10 | 91 | 50 |
| РЕОМАКС® 9050 | 219,3 | 0,1 | 10 | 7 | 68 | 39 |
| | 263,2 | 0,1 | 11 | 9 | 81,5 | 47 |
| | 307,0 | 0,1 | 10 | 11 | 85 | 48 |
| | 35,09 | 0,1 | 10 | 10 | 87 | 49 |
| | 438,6 | 0,1 | 10 | 10 | 88 | 49 |
| РЕОМАКС® 9060 | 219,3 | 0,1 | 11 | 9 | 77 | 44 |
| | 263,2 | 0,1 | 11 | 10 | 86 | 49 |
| | 350,9 | 0,1 | 12 | 10 | 91 | 51 |
| | 438,6 | 0,1 | 11 | 7 | 82,5 | 46 |
| РЕОМАКС® 9080 | 219,3 | 0,1 | 9 | 3 | 53 | 31 |
| | 263,2 | 0,1 | 9 | 5 | 67 | 38 |
| | 350,9 | 0,1 | 9 | 10 | 91 | 51 |
| | 438,6 | 0,1 | 10 | 10 | 94,5 | 52 |

Таблица 2.

Результаты обезвоживания отходов флотации с помощью Реомакс ЕТД

| Продукт | Расход, г/т | Концентр. полимера,% | Кол-во перемешив. | Угол растекания осадка | Отдача воды за 10 мин. | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | мл | % |
| Исходный | - | - | - | 0 | 0 | 0 |
| РЕОМАКС® 9010 | 62,1 | 0,1 | 9 | 9 | 45 | 32 |
| | 93,2 | 0,1 | 9 | 14 | 52 | 37 |
| | 124,2 | 0,1 | 9 | 14 | 50,5 | 35 |
| | 155,3 | 0,1 | 9 | 15 | 53 | 36 |
| РЕОМАКС® 9050 | 40,4 | 0,1 | 9 | 8 | 38 | 27 |
| | 62,1 | 0,1 | 9 | 15 | 51 | 37 |
| | 93,2 | 0,1 | 9 | 18 | 51,5 | 36 |
| | 124,2 | 0,1 | 8 | 19 | 48,5 | 34 |
| | 155,3 | 0,1 | 9 | 17 | 51 | 35 |
| РЕОМАКС® 9060 | 40,4 | 0,1 | 9 | 10 | 42 | 30 |
| | 62,1 | 0,1 | 9 | 16 | 50 | 36 |
| | 93,2 | 0,1 | 9 | 18 | 49 | 35 |
| | 124,2 | 0,1 | 8 | 15 | 41 | 29 |
| | 155,3 | 0,1 | 9 | 14 | 44 | 30 |

Использование технологии Реомакс ЕТД позволяет уже через 12-16 дней после складирования получить обезвоженный, транспортабельный осадок. Технология не требует дополнительного оборудования за исключением установки по приготовлению и дозированию полимеров. Подача полимера осуществляется непосредственно в процесс.

В результате, обогатительная фабрика значительно сокращает площади гидроотвала, необходимые для складирования шламов. Всё это позволяет увеличить срок службы наружных отстойников.

УДК: 622.272.6

# ЗАКОНОМЕРНОСТИ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ НЕУСТОЙЧИВЫХ ПОРОД КРОВЛИ И МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ

***Гордеев С.Н., д.т.н. Мышляев Л.П., д.т.н. Павлова Л.Д., д.т.н. Фрянов В.Н.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Приведены результаты натурных экспериментов и численного моделирования напряжений и деформации пород неустойчивой кровли и секций механизированной крепи, выявлены закономерности изменения смещений пород кровли при движении очистного забоя.

***Ключевые слова:*** пласт, кровля, почва, механизированная крепь, деформации, напряжения, прочность пород, горное давление, выемка угля

Актуальность исследований по выявлению закономерностей взаимодействия секций механизированной крепи и вмещающих пород при отработке длинными комплексно-механизированными забоями угольных пластов с неустойчивыми вмещающими породам обусловлена необходимостью интенсификации процессов выемки угля и безопасного управления кровлей для повышения эффективности использования современного дорогостоящего очистного оборудования и снижения уровня травматизма на угольных шахтах.

При исследовании применялись методы натурного эксперимента и численного моделирования напряжённо-деформированного состояния (НДС) пород и элементов механизированной крепи [1, 2].

Натурный эксперимент проводился при отработке угольного пласта 48 шахты «Талдинская-Южная» Ерунаковского геолого-экономического района Кузбасса. Пласт 48 (рис. 1) относительно выдержанный, строение от простого до сложного, залегает под углом 12-21$^{o}$, в среднем 16$^{o}$. Мощность пласта колеблется от 3,60 до 3,90м. Коэффициент крепости угля по шкале проф. М.М. Протодьяконова $f$=0,9-1,1.

Непосредственная кровля классифицируется от неустойчивой до среднеустойчивой и представлена разнозернистыми алевролитами мощностью 1,0-11,7м, коэффицциент крепости $f$=2,0-4,0. Основная кровля пласта 48 представлена песчаниками средне- и мелкозернистыми, мощностью 6,6-36,8м. Предел прочности песчаника при сжатии составляет 40-70МПа. По нагрузочным свойствам активная кровля относится к средней по тяжести проявления горного давления или тяжёлой. Ложная кровля распространена на большей части площади пласта и представлена мелкозернистым трещиноватым алевролитом мощностью от 0,1 до 0,8 м, коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова $f$=1,0-1,5. Ложная почва представлена мелкозернистыми алевролитами, иногда с включениями линз угля, мощностью до 0,4 м, средний коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова $f$=3,0. В непосредственной почве залегают алевролиты мощностью от 0,4 до 4,1 м, коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова $f$=2,3 – 4,0.

В целом горно-геологические условия отработки пласта оцениваются как сложные в связи с неустойчивой активной кровлей.

При ведении горных работ происходит интенсивный отжим угля с поверхности забоя, обрушение ложной кровли, образование куполов. Указанные явления приводят к вы-

валам горной массы в зону работы людей, что представляет опасность для их жизни и здоровья.

| Крепость | Наименование слоя | Литология | Мощность, м | Порода | Описание породы |
|---|---|---|---|---|---|
| 1-2 | Наносы | | 3-15 | | Суглинки охристого, серовато-коричневого цвета, вверху пластичный, к низу глины буровато-желтого, реже синего цвета, плотные, вязкие, пластичные |
| 5-7 | Основная кровля | | >20 | Песчаник с пропластами алевролита к/з | Песчаники средне-мелкозернистые от светло до темно-серых с массивной слоистой текстурой |
| 4-5 | Непосред. Кровля | | 8-11,7 | Алевролит разнозернистый | Разнозернистые алевролиты темно-серого и серого цвета, средней крепости и устойчивости. В зоне выветривания неустойчива. Местами отмечается ложная кровля - мелкозернистый трещиноватый алевролит. Неустойчива |
| 2-3 | «Ложная» кровля | | 0,3-0,4 | Алевролит мелкозернистый трещиноватый | |
| 0,9-1,1 | Пласт 48 | | 2,35 | Уголь | Уголь пласта 48 полублестящий, средней крепости и устойчивости |
| | | | 3,75 | | |
| | | | 0,1 | | |
| | | | 1,3 | Алевролит Уголь | |
| 2-3 | «Ложная почва» | | 0,4 | Переслаивание алевролита м/з алевролита к/з с песчаником | Местами отмечается ложная почва - мелкозернистый алевролит с включениями линз угля. Размокает, склонен к пучению. |
| 3-5 | Почва | | 4 | | Непосредственная почва - мелкозернистый алевролит, склонен к пучению |

Рис. 1. Структурная колонка пласта 48 шахты «Талдинская-Южная», Кузбасс

Отработка выемочного участка 48-2 осуществлялась с помощью механизированного комплекса КМ-138/4 системой разработки длинным столбами по простиранию с управлением кровлей полным обрушением.

Конструктивная высота четырёхстоечной крепи М-138/4 минимальная 1610 мм, максимальная 3520 мм, шаг передвижки 800 мм, рабочее давление в гидросистеме 32 МПа, диаметр поршня гидростойки 220 мм. Длина выемочного столба 48-2 принята равной 865 м, длина лавы 150 м, глубина разработки 60-180 м.

Программа проведения натурного эксперимента включала хронометражные наблюдения процессов и операций в очистном забое, по результатам которых определялись следующие показатели: объёмы добытого угля, время и причины простоев очистного забоя, продолжительность технологического цикла выемки угля по всей длине лавы и др.

Параллельно проводились инструментальные измерения начального распора секций крепи, текущей и конечной реакции крепи в конце технологического цикла, приращения реакции крепи за технологический цикл, просадки гидростоек за технологический цикл, давления жидкости в гидростойках с помощью самописцев, формы и объёмов куполов в кровле, глубины отжатого угля в краевой части пласта.

По результатам хронометражных и инструментальных наблюдений выявлены природные и техногенные факторы, влияющие на эффективность работы очистного забоя.

По результатам анализа работы очистного забоя в течение 170 забое-смен при добыче 130,78 тыс.т установлено, что добыча по длине отрабатываемого выемочного столба распределяется неравномерно. Это подтверждается изменениями добычи в пределах 60-1800 т в смену при среднем значении, с учётом среднеквадратического отклонения, 713±226 т.

Продолжительность технологического цикла выемки одной полосы угля изменялась в пределах 35-200 минут (рис. 2), среднее значение, с учётом среднеквадратического отклонения, равно 109±50 минут. В целом по продолжительности технологического цикла состояние очистного забоя следует рассматривать как предаварийное.

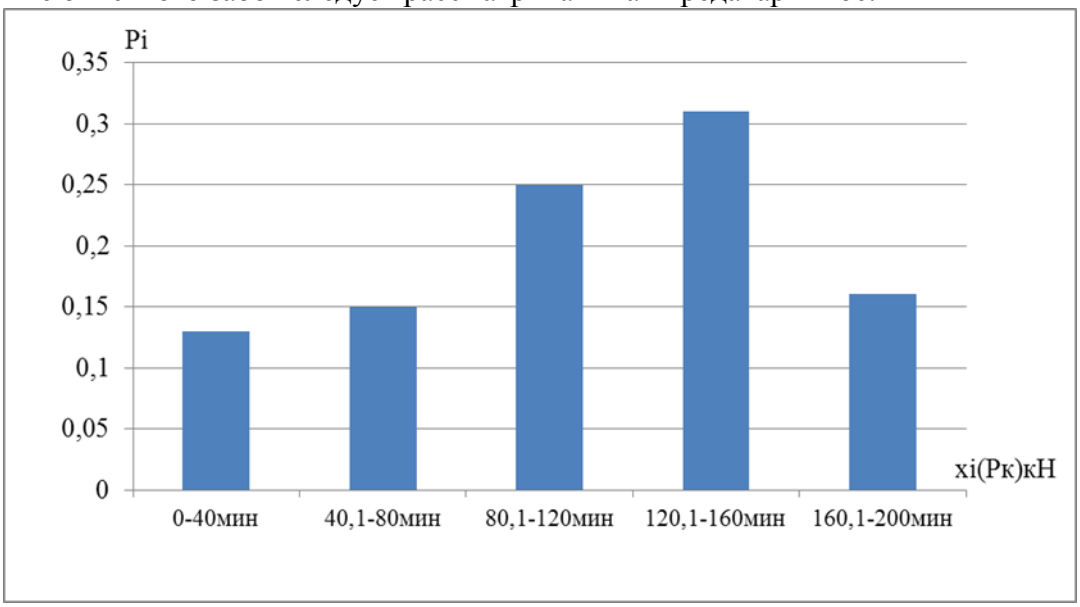



Рис 2. Гистограмма распределения продолжительности технологических циклов

Основными причинами неравномерного потока угля из забоя являются простои оборудования и аварийные ситуации, связанные с обрушениями неустойчивых пород кровли и отжимом угля от краевой части пласта.

Установлено, что среднее время простоев очистного забоя в смену составляет 150 минут, то есть максимальный коэффициент машинного времени 0,41, что существенно ниже технической характеристики механизированного комплекса КМ-138/4. Результаты статистической обработки отказов оборудования приведены в табл. 1, из которой следует, что в очистном забое много времени затрачивается на устранение отказов комбайна и правку секций механизированной крепи.

Таблица 1

Распределение времени простоев очистного оборудования

| Наименование оборудования | Интервалы простоев, час/смену | Математическое ожидание, час/смену | Среднеквадратическое отклонение, час/смену |
|---|---|---|---|
| Комбайн К-500 | 1,01-6,00 | 2,5 | 1,8 |
| Секции крепи | 0,1-3,0 | 1,7 | 1,2 |

Простои очистного забоя из-за отказов секций механизированной крепи приведены на рис. 3.

Отказы секций механизированной крепи связаны не только с конструктивными особенностями крепи, но и вывалами пород кровли. По результатам наблюдений установлено, что основные причины отжима угля и вывалов пород кровли следующие:

– площади обнажения пород кровли больше предельных;
– изменения мощности пласта;
– наклон секций крепи в зонах дизъюнктивных нарушений;
– отжим угля от краевой части пласта в очистном забое.

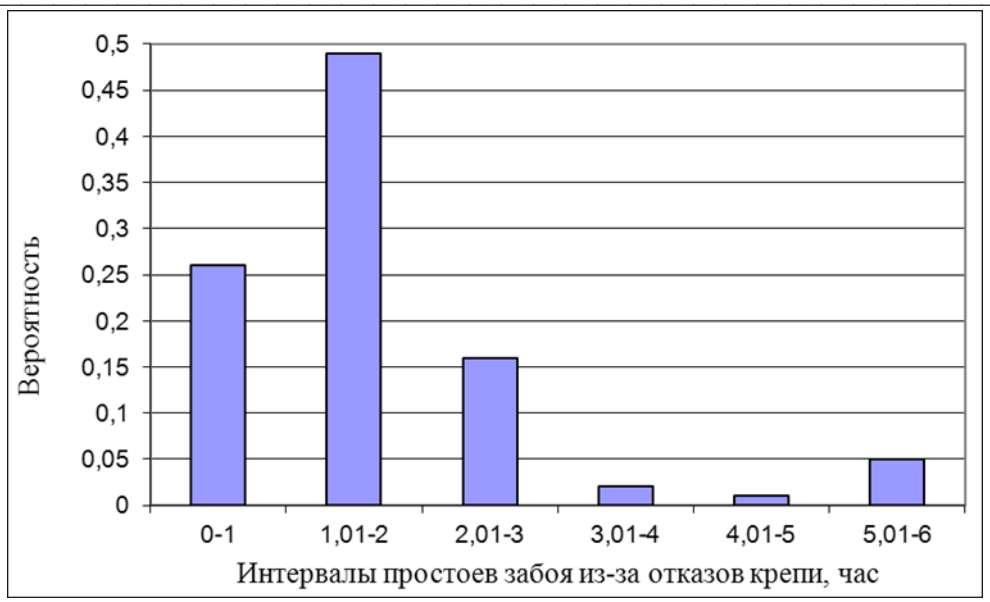



Рис. 3. Гистограмма распределения времени простоев очистного забоя из-за отказов секций механизированной крепи

По результатам хронометража технологических процессов установлены следующие статистические параметры распределения длительности простоев очистного забоя при возникновении вывалов: интервал времени простоев 10-360 минут, при среднем значении, с учётом среднеквадратического отклонения, 162±108 минут.

Результаты инструментальных измерений количественно подтверждают неравномерность работы очистного забоя, влияние зависаний и вывалов пород кровли, опорного горного давления на характер распределения давления на гидростойки секций крепи, просадки гидростоек. Изменения давления в гидростойках приведены в табл. 2.

Таблица 2

Результаты измерения давления в гидростойках

| Расстояние от монтажной камеры, м | Скорость подвигания забоя, м/сутки | Добыча, т/смену | Начальный распор, МПа | Давление в гидростойке в конце цикла, МПа | Скорость изменения давления, МПа/мин |
|---|---|---|---|---|---|
| 468 | 3,44 | 701 | 16,2 | 23,1 | 0,021 |
| 485 | 4,40 | 1073 | 13,3 | 18,4 | 0,038 |
| 507 | 6,13 | 1278 | 16,3 | 26,6 | 0,090 |
| 532 | 4,00 | 905 | 15,7 | 21,7 | 0,039 |
| 552 | 3,60 | 908 | 18,6 | 22,7 | 0,017 |
| 570 | 5,00 | 1242 | 18,5 | 28,8 | 0,058 |
| 590 | 9,50 | 1691 | 15,4 | 22,1 | 0,074 |
| 628 | 5,17 | 1456 | 15,9 | 24,3 | 0,070 |
| 679 | 7,60 | 1620 | 14,9 | 19,9 | 0,060 |
| 717 | 6,20 | 1500 | 11,9 | 16,3 | 0,044 |
| 748 | 6,75 | 1500 | 8,4 | 11,7 | 0,046 |
| 775 | 6,80 | 1564 | 14,8 | 20,7 | 0,055 |
| 809 | 7,40 | 1560 | 14,2 | 18,6 | 0,046 |
| 846 | 5,75 | 1283 | 12,4 | 18,9 | 0,050 |

Как следует из табл. 2 разность и скорость изменения давления в период выполнения технологического цикла неравномерные. Установить достоверную зависимость ско-

рости изменения давления от основных факторов, указанных в табл. 2, не представилось возможным, так как коэффициент корреляции линейной эмпирической зависимости не превышает 0,4. По-видимому, в натурном эксперименте не учтен полный набор факторов, влияющих на изменения давления в гидростойках.

Параллельно с записью давления в гидростойках проводилось измерение просадок стоек в период технологического цикла (табл. 3).

Таблица 3

Просадки стоек секций крепи

| Номер секции | Гидростойки | Первая ступень | | Вторая ступень | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | просадка стоек за цикл, мм | скорость просадки, мм/мин | просадка стоек за цикл, мм | скорость просадки, мм/мин |
| 5 | передние | 2,2 | 0,038 | 2,5 | 0,066 |
| | задние | 1,0 | 0,016 | 2,4 | 0,040 |
| 27 | передние | 2,5 | 0,030 | 3,2 | 0,037 |
| | задние | 1,8 | 0,021 | 2,3 | 0,028 |
| 50 | передние | 2,9 | 0,035 | 0,7 | 0,011 |
| | задние | 3,5 | 0,042 | 4,1 | 0,047 |
| 72 | передние | 4,9 | 0,062 | 4,6 | 0,058 |
| | задние | 6,5 | 0,079 | 11,5 | 0,158 |
| 95 | передние | 13,3 | 0,183 | 0,0 | 0,000 |
| | задние | 1,5 | 0,014 | 2,3 | 0,035 |
| Среднее | передние | 5,2 | 0,070 | 3,1 | 0,046 |
| | задние | 2,9 | 0,037 | 5,0 | 0,062 |

Согласно результатам, приведённым в табл. 3, просадки стоек также неравномерные. При известной продолжительности технологического цикла t (мин) просадки стоек $\Delta h$ (мм) можно приближенно вычислить по формуле

$$\Delta h = v \cdot t,$$

где v- скорость просадки стоек, мм/мин.

Приведённые в таблицах и на графиках основные результаты исследований подтверждают сложный характер взаимодействия секций механизированной крепи, угольного пласта и вмещающих его пород. Однако выявить закономерности по результатам исследований не представляется возможным ввиду сложности взаимодействия технологических и геомеханических процессов. Поэтому для дальнейших исследований применён численный метод конечных элементов.

Основные физико-механические характеристики пород, необходимые для численного моделирования, приведены в табл. 4.

При численном моделировании использован разработанный в СибГИУ пакет компьютерных программ [3, 4], в котором на основе метода конечных элементов реализована двух и трехмерная геомеханическая упруго-пластичная модель углепородного массива.

При моделировании кроме данных, указанных в табл. 4, приняты следующие величины: вынимаемая мощность пласта 3,75 м, глубина разработки 100-180 м, предел прочности угля при сжатии 10 МПа, размеры расчётной модели по простиранию пласта 500 м.

Общий вид фрагмента модели приведён на рис.4. Из рисунка следует, что под влиянием гидростоек в породах кровли и почвы пласта возникают дополнительные сжимающие напряжения, вблизи пласта напряжения равны нулю, то есть происходит разгрузка пород.

После выемки угольной полосы шириной 0,8 м максимум опорного горного давления перемещается в пласте почти на половину мощности пласта. В обнажённой части пород кровли возникают растягивающие напряжения.

Таблица 4

Физико-механические свойства пород шахты «Талдинская-Южная»

| Тип пород | Предел прочности пород при сжатии $б_{сж}$, МПа | Средний предел прочности пород при сжатии $б_{сж}$, МПа | Модуль упругости $E \cdot 10^4$, МПа | Коэффициент Пуассона ν | Объёмный вес пород γ, кг/м$^3$ |
|---|---|---|---|---|---|
| 1. Породы в зоне выветривания до глубины 60-70 м | | | | | |
| Песчаник | 7,6 – 81,8 | 30,7 | 2,3 | 0,24 | 2600 |
| Алевролит крупнозернистый | 1,6 - 50 | 19,7 | 2,1 | 0,30 | 2550 |
| Алевролит мелкозернистый | 1,8 - 80 | 11,8 | 1,7 | 0,32 | 2550 |
| 2. Породы ниже зоны выветривания | | | | | |
| Песчаник | 15,2 - 164 | 61,5 | 3,8 | 0,24 | 2600 |
| Алевролит крупнозернистый | 3,2 - 100 | 39,5 | 2,4 | 0,29 | 2550 |
| Алевролит мелкозернистый | 3,6 - 161 | 23,7 | 2,1 | 0,32 | 2550 |

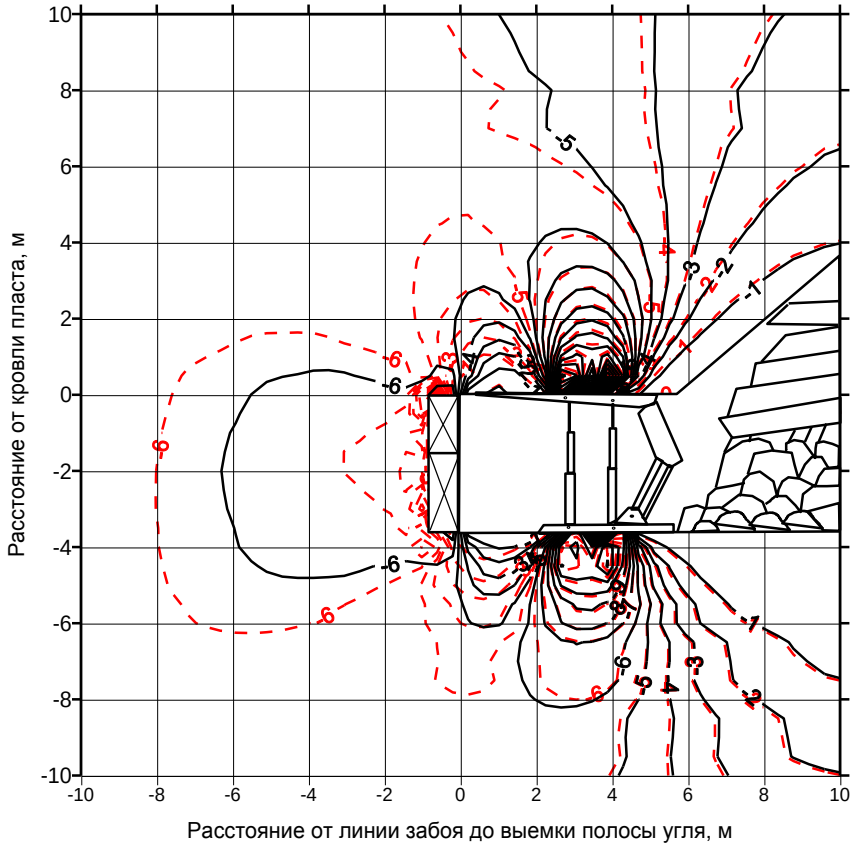



Рис. 4. Изолинии вертикальных напряжений (МПа) в окрестности очистного забоя до начала технологического цикла (сплошные линии) и после выемки полосы угля шириной 0,8 м (пунктирные линии)

Смещения пород кровли и почвы также изменяются после выемки полосы угля шириной 0,8 м (рис. 5).

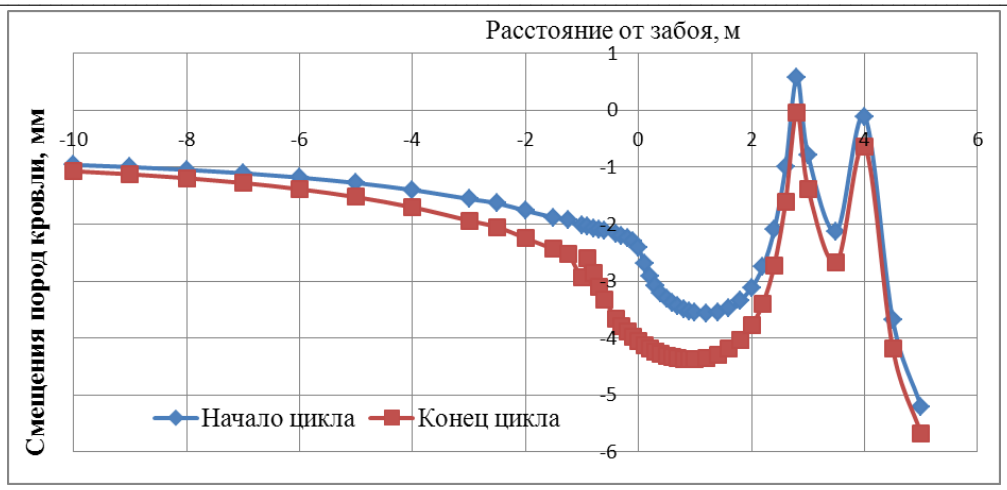



Рис. 5. Смещения пород кровли и почвы

Согласно графикам рис. 5 в начале цикла выявлены максимальные смещения пород кровли в забое вблизи краевой части пласта, а под влиянием давления гидростоек смещения пород кровли уменьшаются до нуля. Наибольшее влияние на кровлю оказывают стойки, ближние к краевой части пласта. После выемки полосы угля смещения пород незакреплённой кровли увеличиваются почти в 1,5 раза, просадки стоек в пределах миллиметров, что качественно соответствует результатам натурного эксперимента (см. табл. 3).

Выводы

1.Технологические параметры очистного забоя при отработке угольных пластов с неустойчивыми кровлями характеризуются существенной неравномерностью: добыча угля изменяется в пределах 60-1800 т в смену при среднем значении, с учётом среднеквадратического отклонения, 713±226 т; продолжительность технологического цикла выемки одной полосы угля изменяется в пределах 35-200 минут, среднее значение, с учётом среднеквадратического отклонения, равно 109±50 минут; среднее время простоев очистного забоя в смену составляет 150 минут, то есть максимальный коэффициент машинного времени не превышает 0,41.

2. Результаты инструментальных измерений количественно подтверждают неравномерность работы очистного забоя, влияние зависаний и вывалов пород кровли, опорного горного давления на характер распределения давления на гидростойки секций крепи, просадки гидростоек. Однако при проведении экспериментальных исследований следует учитывать влияние большого количества факторов.

3.В качестве одного из вариантов выявления закономерностей взаимодействия неустойчивых пород кровли и секций механизированной крепи предлагается использовать метод конечных элементов с численной реализацией по разработанным компьютерным программам

*Работа выполнена при финансовой поддержке Министерсва образования и науки РФ. Проект № 2708*

**Список литературы**

1. Гордеев С.Н. Исследование геомеханического состояния в краевой части пласта при отработке угольных пластов Ерунаковского района/ С.Н. Гордеев // Вестник КузГТУ. – –Кемерово: 2010. - №3. – С.28-32.

2. Гордеев С.Н. Исследование влияния взаимодействия непосредственной и основной кровли на вывалообразование непосредственной кровли при отработке пластов в с ложных горно-геологических условиях / С.Н. Гордеев // Вестник КузГТУ. –Кемерово: 2010. - №3. – С.23-28.

3. Фрянов В.Н. Состояние и направления развития безопасной технологии подземной угледобычи/ В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова; Мин-во образования и науки РФ, Федер. Агентсво по образованию, Сиб. Гос. Индустриальный ун-т. Новосибирск: Издательство СО РАН , 2009. – 238с.

4. Павлова Л.Д. Методика расчёта нагрузок на механизированную крепь по длине забоя/ Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов, Е.С. Корнев// Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды: сборник научных статей. – Новосибирск, 2010. – С.81-85.

УДК 622.281.424

# СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ НАБРЫЗГБЕТОНИРОВАНИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ И КАЧЕСТВА КРЕПЛЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

***[1]к.т.н. Венгловский В.Г., [1]к.т.н. Волченко Г.Н., [2]д.т.н. Фрянов В.Н., [3]к.т.н. Приб В.В., [2]к.т.н. Волченко Н.Г.***

***1 - Сибирская инжиниринговая компания ООО «СИБКОМ», г. Новокузнецк, Россия***

***2 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***

***3 - Горно-Шорский филиал ОАО «Евразруда», п. Шерегеш, Россия***

***Аннотация.*** Разработка Сибирской инжиниринговой компании ООО «СИБКОМ» инновационного продукта, торкрет-сопла второй модификации СНБ–2, под торговой маркой «TERMIT L480», направлена на замену серийно выпускаемых изделий, с получением экономического и экологического эффекта

***Ключевые слова:*** крепление горных выработок, сухое набрызгбетонирование, торкрет-сопло, объемное затворение потока сыпучих компонентов

По мере углубления горных работ и связанное с этим ростом горного давления, снижение устойчивости геомассива и технологических полостей, увеличивается потребность в применении надежных и ресурсосберегающих технологий крепления горных выработок [1-3].

Одним из таких способов является набрызгбетонирование (торкретбетонирование), сущность которого состоит в нанесении быстротвердеющего слоя набрызгбетона (бетонный раствор со специальными химическими добавками для ускорения схватывания и др.) под давлением на заранее подготовленную поверхность. За последнее столетие технология торкретирования (набрызга) бетона из инновационной превратилась в классическую технологию, применяемую во многих отраслях экономики для решения различных производственных задач.

За последние десятилетия создан ряд высокотехнологичных машин и установок для набрызгбетонирования. Множество зарубежных компаний, таких как MEYNADIER MASCHINEN, PUTZMEISTER, SIKA, SPERNO MASCHINENBAU и др., разработали оборудование для данного вида работ. В России и СНГ используются машины типа ПБМ, СБ – 67Б, БМ – 68У, С–630А и им подобные [4 – 7].

Опыт эксплуатации в отечественной и зарубежной практике, а также преимущества и недостатки «мокрого» и «сухого» способов набрызгбетонирования показывают, что пока наиболее распространенными являются машины второго типа.

При сухом методе торкретирования могут использоваться специальные торкрет-смеси, которые быстро твердеют при смешивании с водой. Преимущества сухого метода торкретирования заключаются в его универсальности. Данный метод характеризуется вы-

сокой начальной прочностью нанесенного торкрет-бетона, длительным сроком хранения материала, а также отсутствием остатков бетона при окончании торкрет-работ.

Известно, что на высокую эффективность данного метода негативно влияют высокий отскок (до 30% и более), повышенный расход цемента при ведении торкрет-работ, высокая степень пылеобразования, достаточно высокие затраты на изнашиваемые элементы, а также большая потребность в сжатом воздухе и др.

Большое пылеобразование – крупнейший недостаток набрызгбетонирования. Пыль образуется вследствие неполноты смачивания сухой смеси в сопле, отскока набрызгиваемого с большой скоростью материала от твердых поверхностей, а также при загрузке смеси в машину и продувке материального шланга. Пыль, образующаяся при набрызге бетона, представлена в большей своей части частицами цемента. Пылеобразование при креплении выработок набрызгбетоном зависит от качества и влажности заполнителей, конструкции сопел и насадок, типа используемой машины и других причин. Слишком сухие мелкие заполнители (с наличием в них примеси глинистых частиц) при влажности 1-3% способствуют более интенсивному образованию пыли, чем крупные чистые заполнители, так как все частицы не успевают полностью смачиваться, а это приводит к созданию слоистой структуры набрызгбетона с образованием сухих прослоек, так называемых «пазух», и прочность крепи уменьшается. Кроме того, не смоченная смесь плохо скрепляется с уложенным слоем бетона, благодаря чему возрастают потери материалов (отскок). Увеличение же влажности заполнителя более 8-10 % не решает полностью вопроса пылеподавления и часто приводит к образованию пробок в материальном шланге.

Налаженный в последнее время выпуск сухих смесей цементных, например «Торкрет М-400», различными компаниями в Кузбассе, в водонепроницаемых мешках по 25 кг, ликвидирует в основном проблемы неравномерности песчанно-цементного состава и пробкообразования в приемном бункере торкретмашин, по сравнению с ранее применяемой загрузкой лопатой россыпной порции цемента и песчанно-гравийной смеси в определенной пропорции, подвергающихся не контролируемому увлажнению в шахтной атмосфере. При этом процесс загрузки смесей в приемный бункер набрызгбетономашин до сих пор осуществляется вручную. Борьба с пылью ведется по трем основным направлениям: создание рациональной технологии ведения набрызгбетонных работ, обеспечивающей максимальное сокращение потерь материалов; разработка и применение средств, повышающих степень смачивания сухой смеси; применение средств подавления пыли, образовавшейся при набрызге бетона.

В данной работе решается задача, направленная на совершенствование установок для набрызгбетонирования посредством создания торкрет-сопел (стволов), обеспечивающих минимальный отскок смесей, пылеобразование и высокую адгезию наносимых вяжущих веществ на покрываемую поверхность, или конструкцию.

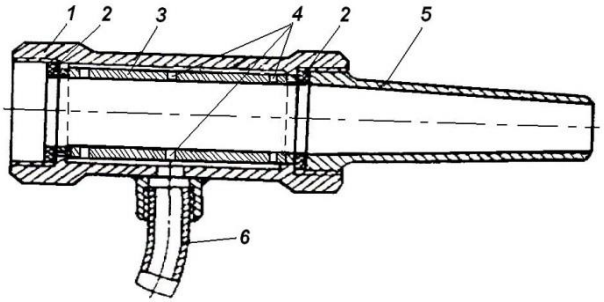
Проведенные патентные исследования по данной тематике составляют глубину более 50 лет. В результате чего отмечены наиболее применяемые технические решения (прототипы), конструкции которых представлены па рисунках 1, 2. Анализ показал, что каждая из этих конструктивных схем не позволяет достичь в полной мере поставленной цели. Оценивая полувековой опыт отечественной и зарубежной практики нанесения бетонной смеси на контур закрепляемой выработки, становится очевидным, что кардинально снизить вынос цементной пыли в атмосферу рабочего пространства и потери компонентов при отскоке возможно при условии, если конструктивная схема механизма нанесения торкрет-смеси будет обеспечивать максимально возможное эффективное затворение и смешивание потока.

Установлено, что лучшее смачивание сухой смеси достигается применением сопел улучшенной конструкции, специальных смачивающих муфт, располагаемых на расстоянии 5-10 м от сопла, а также обычных насадок, удлиняющих путь прохождения смеси через сопло. Достичь снижения запыленности в первую очередь можно улучшением смачивания сухой смеси, так как оно происходит в сопле на коротком отрезке и ограничено небольшим промежутком времени (0,01- 0,05 сек).

Испытания сопел с различными схемами смачивания и насадок различных параметров [4, 5] показали, что многорядное сопло с удлиненным участком смачивания в отличие от однорядного, (выпускаемого заводами в комплексе с цемент-пушками типа С-320, С-165Б) улучшает смачивание смеси и заметно снижает запыленность атмосферы.

Параметры насадок также в значительной мере влияют на количество потерь материала и степень пылеобразования, так как смачивание смеси продолжается и при движении ее в насадке и за насадкой вплоть до нанесения на закрепленную поверхность.

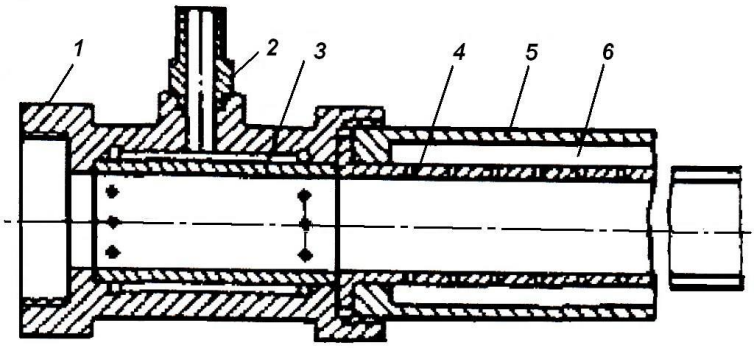
Значительно уменьшается пылеобразование при применении сопла с многорядным расположением отверстий (рис. 1). В этом сопле в различных рядах отверстия имеют разные направления по отношению к оси сопла. Струи воды, направленные навстречу потоку смеси, образуют вихревые движения, способствующие лучшему ее смачиванию. Эффективность применения таких сопел повышается при увеличенной длине ствола.




1– корпус сопла; 2 – уплотнительное кольцо; 3 – оросительная втулка; 4 – оросительные отверстия; 5 – насадка; 6 – патрубок для подсоединения водяного шланга.

Рис. 1. Сопло с многорядным расположением отверстий

Удовлетворительное смачивание смеси обеспечивают съемные конфузорные перфорированные насадки (рис. 2), состоящие из цилиндрической резьбовой части подсоединения к соплу конической части для сужения потока смеси, цилиндрической перфорированной части для формирования компактности потока и отделения от него сжатого воздуха. При движении потока смеси через коническую часть насадки происходит его сужение и дополнительное перемешивание компонентов смеси, а через перфорированную часть – частичное отделение сжатого воздуха от потока и улучшение смачивания твердых частиц цемента и заполнителя водой.




1-корпус; 2-патрубок для присоединения водяного шланга; 3-смачивающая втулка; 5-кожух; 6-полость для отделяющегося воздуха.

Рис. 2. Сопло со съемной конфузорной перфорированной насадкой с продольными прорезями

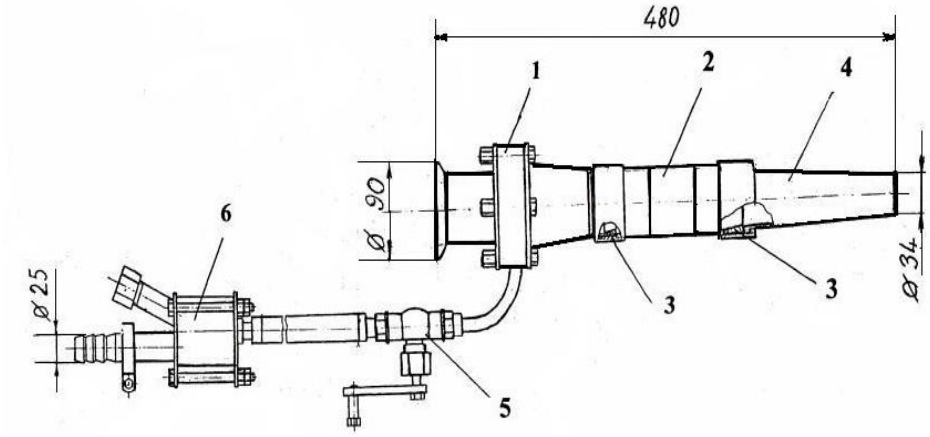
Применение специальных сопел для смачивания сухой смеси позволяет сократить количество пыли у рабочих мест в 2 раза, уменьшить размеры частиц пыли, снизить потери цемента более чем в 2 раза, способствовать повышению прочности набрызгбетона,

улучшить видимость на рабочем месте. Однако задача, направленная на совершенствование установок для набрызгбетонирования посредством создания торкрет-сопел (стволов), обеспечивающих минимальный отскок смесей и высокую адгезию наносимых вяжущих веществ на покрываемую поверхность, или конструкцию, до сих пор является актуальной.

Основные недостатки исследуемых изделий свойственны схемам, в которых затворение смеси осуществляется струями воды из большего числа отверстий. Но поскольку суммарное сечение водопадающих отверстий велико, то скорость подачи воды в камеру затворения мала. В результате, проходящий по камере скоростной пневмотранспортиый воздушный поток, воздействуя динамическим напором на воду, моментально изменяет радиальное направление траектории струй. И дальнейшее движение воды происходит вдоль стенок трубы, при этом на всем пути до выхода в открытое пространство водная среда имеет минимальный контакт с торкрет-смесью. В итоге значительная часть цемента и песка остается в сухом виде. Незатворенный цемент пылеобразно выносится в рабочее пространство выработки, а твердые частицы также отражаются от поверхности закрепляемого массива и уходят в отскок. Изученные патентные материалы позволили выявить возможность разработки механизма, обуславливающего высокоэффективное затворение сухой смеси, с последующим качественным смешиванием [8].

Разработка Сибирской инжиниринговой компании ООО «СИБКОМ» инновационного продукта – торкрет-сопла второй модификации СНБ–2, под торговой маркой «TERMIT L480» (рис. 3) направлена на замену старых видов серийно выпускаемых торкрет-сопел, с получением экономического и экологического эффекта (www.sibcom-eng.ru).

а




б

а – сборочный чертеж; б – общий вид и дизайн торговой марки;
1 – узел объемного затворения потока сыпучих компонентов; 2 – камера смешивания;
3 – элементы, активирующие смешивание; 4 – конусная резиновая насадка,
формирующая факел потока торкретсмеси; 5 – кран-дозатор подачи воды;
6 – фильтратор поступающей воды с подводящим и сбрасывающим патрубками

Рис. 3 – Устройство ствола обеспыливающего набрызгбетонирования СНБ–2

Конструкция СНБ – 2 постоянно совершенствуется с учетом специфики условий применения, эргономики, новых материалов и др. Использование изделия СНБ – 2 и специальных торкрет-смесей, в данный момент, даже на старом оборудовании позволит ликвидировать недостатки базовых конструкций и качественно повысить эффективность всего набрызгбетонного комплекса. Высокие эксплуатационные качества изделия СНБ–2 получены в результате контрольных испытаний на Шерегешском руднике, при набрызгбетонировании горных выработок подрядной организацией ООО «Звездный» г. Магадан. Преимущества инновационной разработки обусловлены наличием в ее конструкции узла 1 объемного затворения потока сыпучих компонентов, элементов 3, активирующих смешивание и фильтратора 6. В результате при включении ствола в рабочий режим, например, с установками типа СБ – 67Б, БМ – 68У, С–630А, Aliva –257, АС-1 проявляются следующие его достоинства:

– кардинальное снижение запыленности на рабочем месте;

– снижение потерь компонентов торкретсмеси за счет устранения отскока от поверхности горной выработки;

– увеличение слоя набрызгбетона за один проход;

– удобоукладываемость набрызгбетона, получение ровной и гладкой поверхности;

– повышение технического ресурса ствола СНБ–2 в силу возможности замены элементов 3, 4 (рисунок 3).

Изделие для обеспыливающего набрызгбетонирования СНБ–2 является инновационным продуктом (охраноспособным), показавшим высокие эксплуатационные качества, позволяющие получить значительный экономический эффект за счет снижения потерь компонентов торкретсмеси и др.

## Список литературы

1. Еременко А.А. Проведение и крепление горных выработок в удароопасных зонах железорудных месторождений [Текст]/ А.А. Еременко, А.И. Федоренко, А.И. Копытов. – Новосибирск: Наука, 2008. –236с.

2. Волченко Г.Н. Способ снижения рисков возникновения аварийных ситуаций в шахте при массовой отбойке напряженных железных руд / Г.Н. Волченко, В.Н. Фрянов // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. - Кемерово, 2010. - №1. – С. 70-74.

3. Волченко Г.Н. Исследование влияния предразрушения горных пород на снижение энергоемкости взрывного дробления [Текст]/ Г.Н. Волченко, В.Н. Фрянов, В.М. Серяков // Вестник научного центра по безопасности в угольной промышленности / ВостНИИ.- Кемерово.- 2011. - №1. - С. 19-31.

4. Стрельцов Е.В. Крепление горных выработок угольных шахт набрызгбетоном [Текст] / Е.В. Стрельцов, Э.В. Козакевич, Д.И. Пономаренко – М.: Недра, 1978. – 238 с.

5. Воронин В.С. Набрызгбетонная крепь. М.: Недра, 1980. – 200с.

6. А.с. 1276814, СССР. МКИ[1] Е21 D 10/11. Способ возведения двухслойной податливой крепи [Текст]/ Е.М. Кожевников, Г.Н. Волченко, В.В. Арапов, В.В. Лялько, ВостНИГРИ. – № 4686659/03; заявл. 10.05.89, опубл. 29.02.92, бюл. 8. – 8с.: илл.

7. А.с. 1654584, СССР. МКИ1 Е21 D 10/11. Способ безопалубочного бетонирования горных выработок и устройство для его осуществления [текст]/ Е.М. Кожевников, Г.Н. Волченко, П.И. Сенцов, Ю.С. Першин, ВостНИГРИ.- №4635567/03; заявл. 12.01.89, опубл. 07.06.91, бюл. 21. – 6с.: илл.

8. Пат. 2116452 Россия, МКИ3 Е 21 D 11/10. Устройство для набрызга бетона [Текст]/ В.Г. Венгловский, А.В. Дорошин, Н.И. Скляр. ОАО «Таштагольское рудоуправление». - № 96114581/03; заявл. 17. 07.1996; опубл. 27.07.1998, бюл. №15. – 8 с.: 5 ил.

УДК 622.235

# ТЕХНОЛОГИЯ КРУПНОМАСШТАБНОЙ ВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКИ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВЕРТИКАЛЬНЫХ КОНЦЕНТРИРОВАННЫХ ЗАРЯДОВ

***к.т.н. Машуков И.В.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Крупномасштабная технология отбойки горного массива осуществляется вертикальными концентрированными зарядами (ВКЗ) на всю высоту этажа. Вертикальный концентрированный заряд ВВ формируется в восстающей выработке, пройденной буровзрывным способом. Заряды ВКЗ размещаются в центральной части отбиваемого массива и взрываются последними ступенями замедления после взрыва пучковых скважинных зарядов и образования массива столбообразной формы.

***Ключевые слова:*** буровзрывные работы (БВР), взрывчатое вещество (ВВ), вертикальный концентрированный заряд (ВКЗ), пучки параллельно-сближенных скважин, восстающая выработка, инертный промежуток, породная забойка

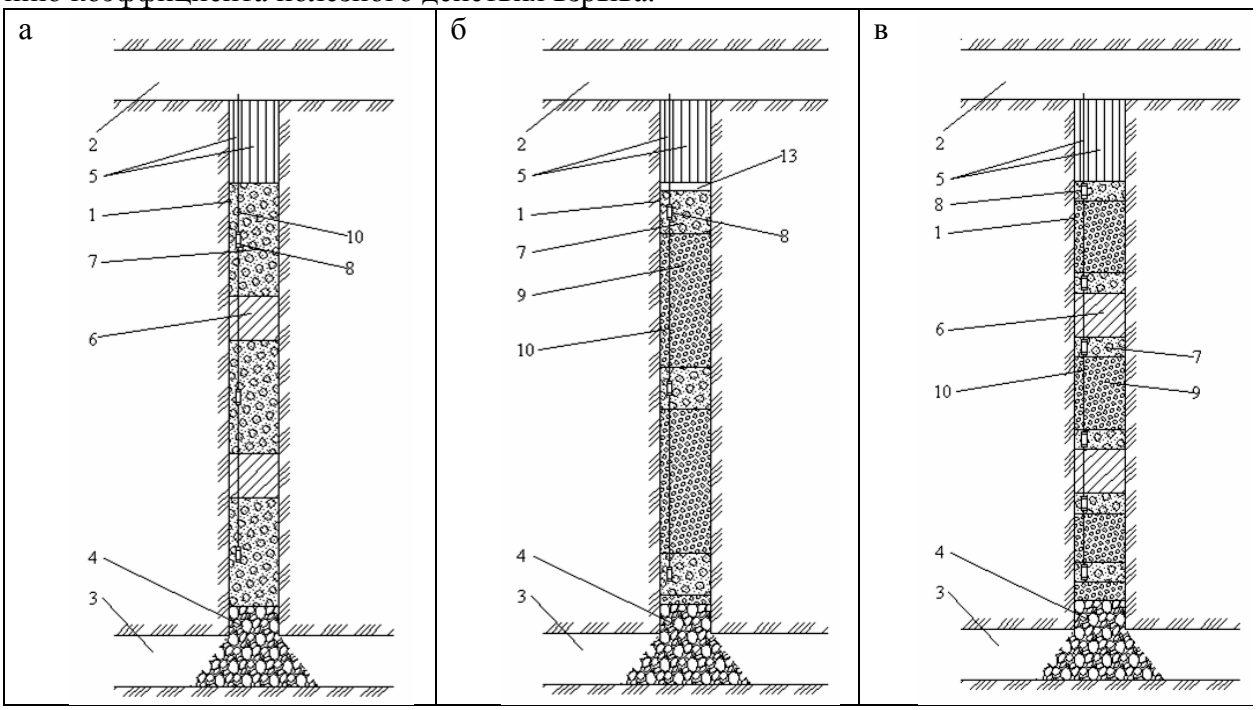
Буровзрывной способ разрушения горных пород является наиболее эффективным в сравнении с другими способами разрушения, а для разрушения крепких руд и пород единственно возможным способом. Эффективность взрывной рудоподготовки полезного ископаемого к выемке определяет технико-экономические показатели буровзрывного комплекса, производительность и безопасность последующих процессов горного производства и в целом всего предприятия. Вместе с тем коэффициент полезного действия взрывного способа разрушения оценивается всего в 3…5 %. Увеличение коэффициента полезного действия на 0,5…1 % значительно повысит эффективность взрывного разрушения, снизит энергозатраты, расход материалов, износ оборудования, повысит производительность труда. Поэтому повышение эффективности взрывного разрушения является актуальной научной проблемой, решение которой позволит получить значительный экономический эффект.

Разработана крупномасштабная технология отбойки горного массива вертикальными концентрированными зарядами (ВКЗ) на всю высоту этажа [1]. Экономическая эффективность применения технологий отбойки горного массива зарядами ВКЗ обеспечивается за счет сокращения объемов бурения скважин на 20…30 %, уменьшения подготовительно-нарезных выработок на 10…15 %, сокращения сроков подготовки блоков, снижения потерь скважин и отработки аварийных блоков и с учетом увеличения расхода ВВ составляет до 12 руб. на 1 т отбитой руды [2, 3].

Конструктивной особенностью вертикальных концентрированных зарядов является размещение ВВ в восстающей выработке, пройденной буровзрывным способом. Проведение восстающей выработки осуществляется секционным взрыванием глубоких скважин. Нижняя часть восстающей выработки имеет сопряжение с выработкой горизонта подсечки для выпуска отбитой горной массы при проведении выработки. Зарядная полость изолирована от окружающих выработок в нижней части раздробленной горной массой, оставленной от проведения выработки и в верхней части - породным целиком. Конструкции зарядов ВКЗ приведены на рисунках 1а, б и в. Одним из основных условий эффективного дробления зарядами ВКЗ при массовом обрушении горных пород на всю высоту этажа является равномерное распределение ВВ по высоте блока. Это требование выполняется при создании зарядной полости объемом, необходимым для размещения проектной массы взрывчатого вещества и образования по высоте зарядной полости расчетного сечения. Оптимальная масса ВВ в заряде составляет 20…25 т и при высоте заряда 40…45 м

площадь сечения должна составлять 0,5…0,6 м$^2$. Практически сечение восстающей выработки превышает проектную величину на 20…50 %, поэтому рекомендуется применять рассредоточение заряда инертными промежутками [4, 5].

Конструкция заряда ВКЗ с рассредоточением двумя инертными промежутками представлена на рис. 1а. Диаметр заряда ВКЗ во много раз превышает критический диаметр всех промышленных ВВ, поэтому рекомендуется для заряжания ВКЗ применять простейшие ВВ. Низкоскоростные детонационные свойства простейших ВВ хорошо согласуются с физическими процессами разрушения зарядами ВКЗ. Газообразные продукты детонации в ВКЗ удерживаются в зарядной полости до разрушения горного массива по линии наименьшего сопротивления. Увеличение времени нахождения газообразных продуктов в зарядной полости приводит к более полному химическому превращению и повышению коэффициента полезного действия взрыва.




1 - восстающая выработка; 2, 3 - верхняя и нижняя подводящие выработки; 4 - породная забойка; 5 - коммутационные скважины; 6 - инертный промежуток; 7 - граммонит М21; 8 - промежуточный детонатор; 9 - гранулит-игданит; 10 - ДШ; 11 - аммонит 6ЖВ; 12 - магистральные провода; 13 - воздушный промежуток;

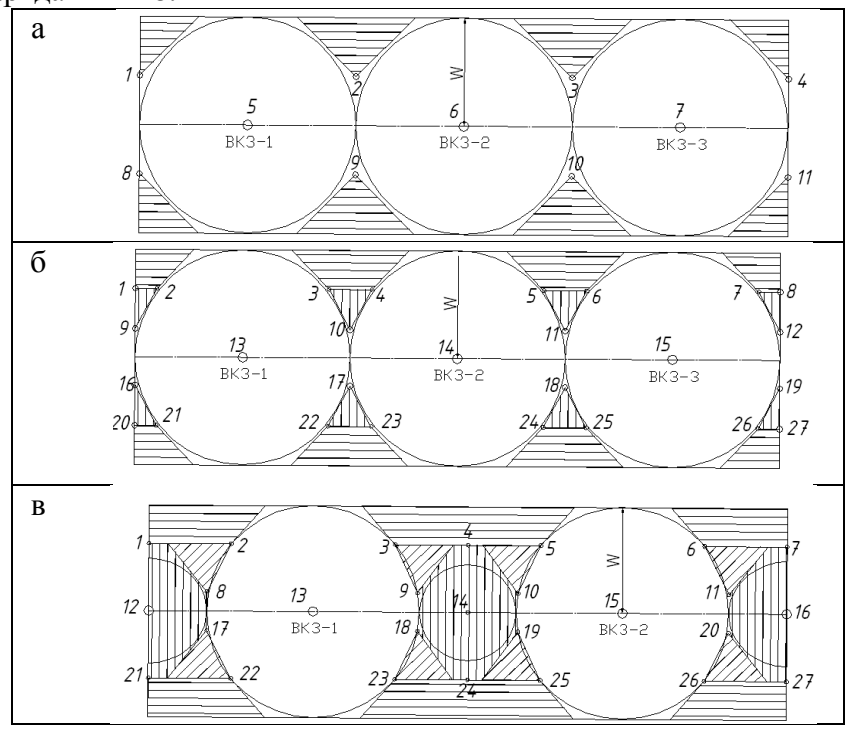
Рис. 1. Конструкция вертикальных концентрированных зарядов: а - с инертными промежутками; б - с различными типами ВВ; в - с различными типами ВВ и инертными промежутками

Для технологии отбойки зарядами ВКЗ совместно с пучками скважин разработаны схемы расположения в панели при обрушении на зажимающую среду и компенсационное пространство [1]. Рациональные схемы расположения зарядов ВКЗ совместно с пучками скважин в панели при обрушении на зажимающую среду и компенсационное пространство приведены на рис. 2а, б и в.

За счет предложенной схемы расположения зарядов и очередности их взрывания эффективность дробления зарядами ВКЗ возрастает, так как разрушение массива столбообразной формы происходит во все стороны и имеет меньшую энергоёмкость разрушения, в отличие от действия заряда на одну свободную поверхность. Образование во время короткозамедленного взрывания поверхности обеспечивает также снижение сейсмического воздействия от мощных концентрированных зарядов [6].

На рис. 2а и б размещены три заряда ВКЗ, которыми отбивается 75 % всего объема панели. На рис. 2в приведена схема расположения двух зарядов ВКЗ, которые отбивают

50 % всего объема панели, остальная часть отбивается пучковыми скважинными зарядами. В схемах расположения и взрывания по рисункам 2а и б свободные поверхности не полностью ограничивают заряды ВКЗ – часть массива остается и контактирует между собой величиной. На рис. 2а величина контакта составляет (0,5...1) W, на рис. 2б – (0,2..0,4) W. На рис. 2в изображено полное оконтуривание свободными поверхностями массивов, отбиваемых зарядами ВКЗ.



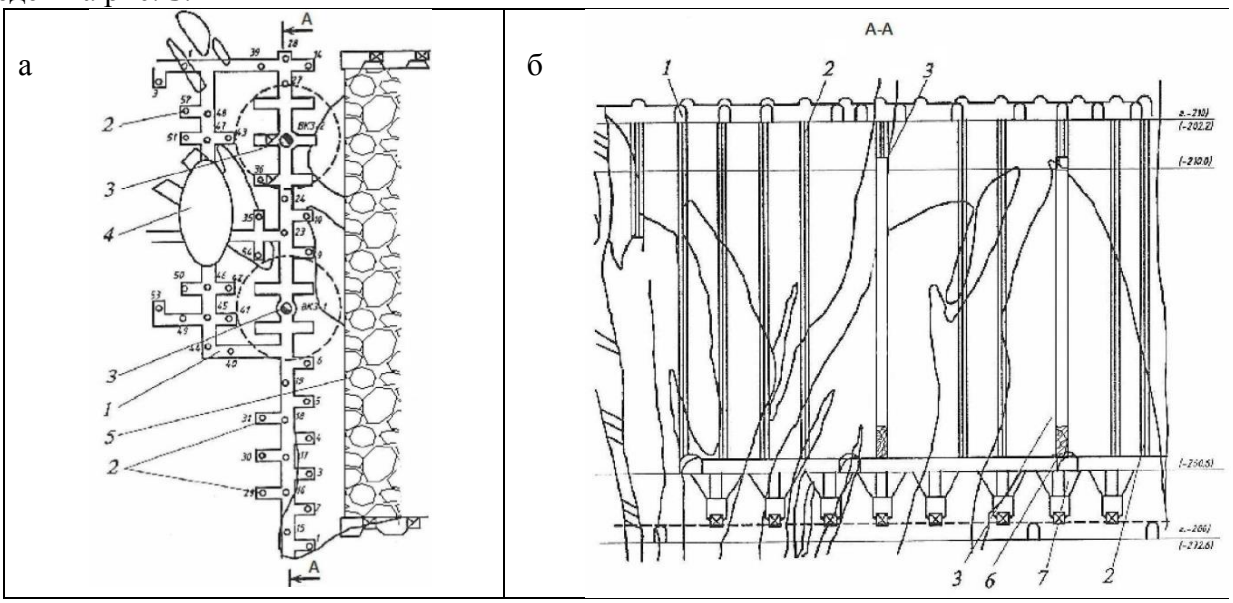

1 – 26 заряды ВКЗ и пучковых скважинных зарядов; W – ЛНС

Рис.2. Схемы расположения и взрывания зарядов ВКЗ и пучковых скважинных зарядов: а – с образованием целика между ограниченными массивами столбообразной формы с зарядами ВКЗ величиной (0,5...1) W; б – с образованием целика между ограниченными массивами столбообразной формы с зарядами ВКЗ величиной (0,2..0,4) W; в – с полным оконтуриванием свободными поверхностями массивов, отбиваемых зарядами ВКЗ.

Снижение энергоемкости разрушения горных пород взрывного разрушения обеспечивается при увеличении объема разрушения за счет растягивающих напряжений. Энергоемкость разрушения горных пород растягивающими напряжениями на порядок меньше энергоемкости разрушения сжимающими напряжениями. Существенное снижение энергоемкости взрывного разрушения массива горных пород обеспечивается при создании дополнительных свободных поверхностей вокруг заряда при короткозамедленном взрывании, которые формируют в отбиваемом массиве горных пород максимальные по величине и распространению зоны растягивающих напряжений.

Для примера использования технологии отбойки зарядами ВКЗ совместно с пучковыми скважинными зарядами на всю высоту этажа приведена отбойка блока № 32 в этаже –280…–210 м Таштагольского филиала и блока № 7 в этаже 285…345 м Абаканского филиала ОАО «Евразруда». В блоке № 32 в этаже –280…–210 м Таштагольского филиала применена технология отбойки зарядами ВКЗ совместно с пучковыми скважинными зарядами на всю высоту этажа с использованием двух вертикальных концентрированных зарядов. Для проектирования выбран блок с пройденными буровыми выработками. Заряд ВКЗ-1 обеспечил снижение шести пучковых скважинных зарядов, объем буровых работ сократился на 1500 м. Заряд ВКЗ-2 обеспечил снижение пяти пучковых скважинных зарядов, объем буровых работ сократился на 1250 м. Снижение объема буровых работ по блоку составило 2750 м. Экономическая эффективность по буровым работам при себестоимо-

сти бурения одного метра скважины, равной 600 руб./м, составила 1650 тыс. руб. Величина линии сопротивления для зарядов ВКЗ-1 ВКЗ-2 составила 11 м, т.е. диаметр массива столбообразной формы составила 22 м. Величина массы взрывчатого вещества в зарядах ВКЗ-1 и ВКЗ-2 составила по 25 т. схема размещения зарядов ВКЗ и пучков параллельно-сближенных скважин в блоке № 32 в этаже –280…–210 м Таштагольского филиала приведен на рис. 3.




1 – буровые выработки; 2 – пучки сближенных скважин; 3 – вертикальный концентрированный заряд ВВ; 4 – эллипсовидная компенсационная камера; 5 – зажимающая среда; 6 – горизонтальная подсечка блока; 7 – выработки выпуска

Рис. 3 – Схема отбойки блока № 32 в этаже –280…–210 м Таштагольского филиала зарядами ВКЗ совместно с пучками скважинных зарядов на всю высоту этажа: а – план бурового горизонта; б – вертикальный разрез по А-А;

Технико-экономические показатели технологии отбойки зарядами ВКЗ совместно с пучками скважинных зарядов на всю высоту этажа блока № 32 в этаже –280…–210 м Таштагольского филиала приведены в таблице.

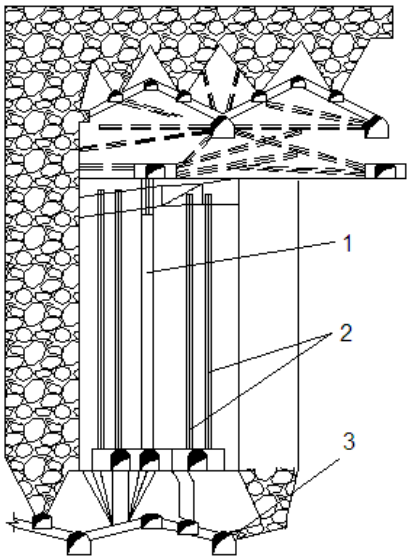
Таблица

Технико-экономические показатели технологии отбойки зарядами ВКЗ совместно с пучками скважинных зарядов на всю высоту этажа блока № 32 в этаже –280…–210 м Таштагольского филиала

| Показатели | Величина |
|---|---|
| 1. Объем отбитой горной массы всего, тыс. т | 369,9 |
| в т.ч. зарядами ВКЗ, тыс. т (%) | 70,289 (18,9) |
| 2. Общее количество ВВ на взрыв, т | |
| всего | 225,6 |
| в т.ч., в зарядах: ВКЗ | 43,0 |
| ВКЗ-1 | 21,5 |
| ВКЗ-2 | 21,5 |
| 3. Удельный расход ВВ на отбойку, кг/т | 0,610 |
| в т.ч., по скважинным зарядам | 0,610 |
| по зарядам ВКЗ | 0,610 |
| 4. Длина скважин, м | 25071 |
| 5. Сокращение объема скважин, м (%) | 2750 (10,9) |
| 6. Экономическая эффективность всего по блоку, тыс. руб. | 1650 |
| на 1 т руды, руб./т | 4,46 |

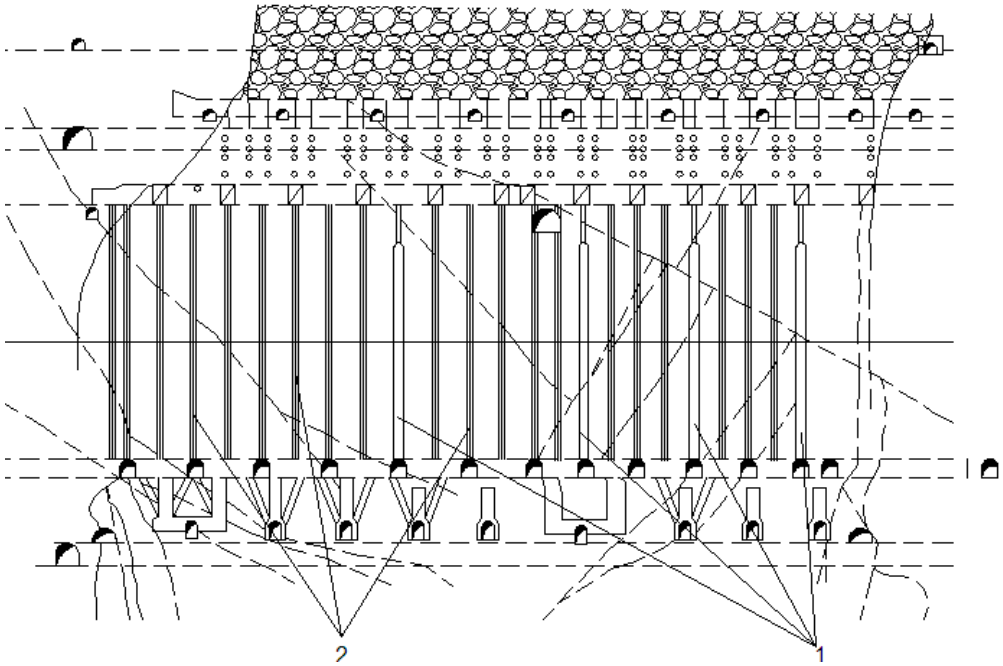
Экономическая эффективность применения технологии отбойки вертикальными концентрированными зарядами совместно с пучками скважинных зарядов на всю высоту этажа только по буровым работам составляет 4,46 руб./т отбитой горой массы.

Размещения зарядов ВКЗ и пучков параллельно-сближенных скважин на всю высоту этажа в блоке № 7 в этаже 285…345 м Абаканского филиала на рис. 4 и 5. В блоке № 7 в этаже 285…345 м Абаканского филиала выполнено проектирование технологии отбойки зарядами ВКЗ совместно с пучковыми скважинными зарядами на всю высоту этажа с использованием четырёх вертикальных концентрированных зарядов.




1 – вертикальный концентрированный заряд ВВ; 2 – пучки сближенных скважин; 3 – откаточные выработки

Рисунок 4 – Вертикальный поперечный разрез блока № 7 в этаже 285…345 м при технологии отбойки вертикальными концентрированными зарядами совместно с пучками скважинных зарядов на всю высоту этажа




1 – вертикальный концентрированный заряд ВВ; 2 – пучки сближенных скважин; 3 – откаточные выработки

Рисунок 5 – Вертикальный продольный разрез блока № 7 в этаже 285…345 м при технологии отбойки вертикальными концентрированными зарядами совместно с пучками скважинных зарядов на всю высоту этажа

Повышение эффективности взрывной отбойки массива горных пород с применением крупномасштабной технологии отбойки вертикальными концентрированными зарядами совместно с пучковыми скважинными зарядами обеспечивается следующими технологическими схемами и мероприятиями:

1. Определением оптимальных параметров буровзрывных работ (количества и массы взрывчатого вещества в вертикальных концентрированных зарядах и пучковых скважинных зарядах, величины линии наименьшего сопротивления, удельного расхода ВВ на отбойку) по разработанной методике.

2. Применением разработанных схем расположения и взрывания вертикальных концентрированных и пучковых скважинных зарядов с опережающим взрыванием пучковых скважинных зарядов вокруг зарядов ВКЗ. Использования схем при полном контуре свободных поверхностей с расстояниями между горными массивами с зарядами ВКЗ, составляющими (0,5…0,7)W и (1…1,3)W. Использования схем с контактом отбиваемых массивов зарядами ВКЗ, с шириной контакта составляющей (0,2…0,4)W. По этой схеме расположения и взрывания зарядами ВКЗ отбивается максимальный объем горного массива, величина которого составляет 75 % от всей панели.

3. Снижения сейсмического воздействия от взрыва вертикальных концентрированных зарядов за счет образования массива, ограниченного со всех сторон свободными поверхностями.

4. Созданием зарядов ВКЗ с равномерным распределением ВВ по высоте блока. Выполнением при создании зарядной полости объемом, необходимым для размещения проектной массы взрывчатого вещества и образования по высоте зарядной полости расчетного сечения. Применением инертных промежутков при превышении объема зарядной полости для равномерного рассредоточения ВВ по высоте отбиваемого массива в 2…3 частях. Размещением промежуточного детонатора, изготовленного из патронированного аммонита № 6ЖВ диаметром 90 мм и ДШ в каждой части заряда.

5. Сокращением сроков подготовки блоков и нахождения горнорабочих в опасных условиях за счет снижения объема бурения скважин на 20…30 %, уменьшения подготовительно-нарезных выработок на 10…15 %, снижения потерь скважин и необходимости перебуривания потерянных скважин.

6. Уменьшением количества средств инициирования при применении зарядов ВКЗ для повышения надежности срабатывания взрывной цепи и увеличения производительности монтажа взрывной сети и заряжания за счёт уменьшения перенастройки зарядного трубопровода от скважины к скважине.

7. Отработкой аварийных блоков по технологии отбойки концентрированными зарядами ВКЗ в случае обрушения буровых выработок или смещения горного массива в выработанное пространство.

## Список литературы

1. Пат. № 21344026 Россия, МКИ F42 D 3/04, E 21 C 41/06. Способ взрывной отбойки массива горных пород [Текст] / Покровский Б.В., Машуков И.В., Карапетян Ю.М / ВостНИГРИ. − № 93863627; заявл. 10.08.1999: опубл. Б.И. № 15, 2000– 5 с. ; 2 л. ил.

2. Еременко А.А. Комбинированная технология отбойки рудного массива концентрированными и пучковыми зарядами [Текст] : / А.А.Еременко, И.В. Машуков, Г.П.Ермак, С.В.Фефелов // "Физические проблемы разрушения горных пород": Сб. тр. II Междунар. научной конф. 25-29 сент. 2000 г. Записки горного института. Том 148, часть 2. СПбГГИ (ТУ), СПб, 2001, С. 41-44.

3. Машуков И.В. Опыт использования комбинированной технологии отбойки руды на удароопасном железорудном месторождении [Текст] : / И.В. Машуков [и др.] // Горный журнал, № 1, 2001, С. 39-41.

4. Машуков И.В. Разработка рациональных конструкций вертикальных концентрированных зарядов ВВ при массовой отбойке руд [Текст] : / И.В. Машуков, А.А.Еременко, С.В.Фефелов // "Физические проблемы разрушения горных пород": Сб. тр. II Междунар. научной конференции. 25-29 сент. 2000 г. Записки горного института. Том 148, часть 2. СПбГГИ (ТУ), СПб, 2001 г. С. 44-50.

5. Машуков И.В. Влияние конструкции вертикальных цилиндрических зарядов взрывчатого вещества увеличенного диаметра на степень дробления [Текст] : / И.В. Машуков, А.А.Еременко, С.В.Фефелов // В сб.: ФТПРПИ, - Новосибирск, Наука, 2001.- № 6, С. 70-77.

6. Технология крупномасштабной взрывной отбойки на удароопасных рудных месторождениях [Текст] / С.Д. Викторов [и др.]. – Новосибирск : Наука, 2005. – 212 с.

УДК 622.23.02

# ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД МЕТОДОМ СОСРЕДОТОЧЕННОЙ НАГРУЗКИ НА ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

***[1]к.т.н. Машуков И.В., [2]Раац Виктор, [1]Залесская О.В., [1]Малофеев Д.В., [1]Матвеев А.В., [1]Кравченко А.Е.***

***1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***

***2 - ТиссенКрупп Фёрдертехник, г. Эссен, Германия***

***Аннотация.*** Изложен экспресс-метод определения прочностных характеристик горных пород с испытанием необработанных кусков точечной нагрузкой (point load test) на приборе PLT, разработанного исследовательским отделом компании ThyssenKruppFörder GmbH (TKF). Приведены результаты испытаний горных пород разреза «Черниговец», рудника «Кондёр», ОФ «Матюшинская» и Верхотинского ГОКа» методом точечной нагрузки.

***Ключевые слова:*** горнодобывающее предприятие, карьер, добыча полезного ископаемого открытым способом, прочностные характеристики горных пород, метод точечной нагрузки (point load test), .

Прочностные параметры горных пород являются определяющими характеристиками для процесса разрушения при бурении, проведении выработок механическим способом, взрывным, дроблении и измельчении в дробилках, мельницах и пр. Во всех этих процессах имеется оптимальный режим для определенных величин предела прочности при сжатии и растяжении горных пород. Этот параметр является определяющим при выборе оборудования при дроблении горных пород, как на стадии проектирования, так и при изготовлении и вводе в эксплуатацию.

Определяющими для процесса проектирования, конструирования и эксплуатации горного оборудования являются физико-технические свойства пород, к наиболее важным из которых являются прочностные характеристики. Для прочных горных пород рекомендуется применение метода испытаний точечной нагрузкой (point load test, PLT), разработанного исследовательским отделом компании ThyssenKruppFörder GmbH (TKF) на приборе PLT, разработанного данным отделом.

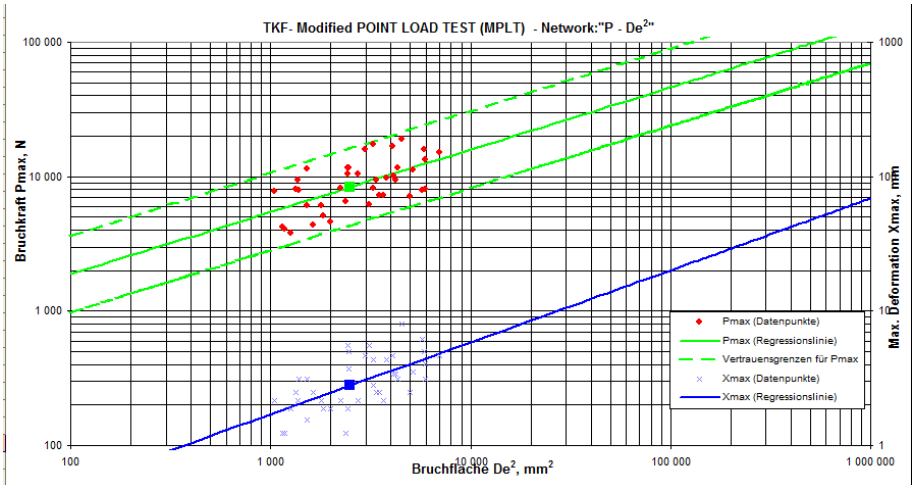
Методика исследования прочностных свойств горных пород включает программу, по которой результаты испытаний (величина разрушающей нагрузки, площадь вновь образованной поверхности, количество кусков) заносятся в таблицу, а результаты отображаются на графике. Расчетные величины: индекс прочности горных пород ($\boldsymbol{I_{S(50)}}$), наклон регрессионной прямой ($\boldsymbol{m}$), параметр разброса прочности ($\boldsymbol{\sigma_{lgP}}$), средние и максимальные

значения прочности горных пород при сжатии и растяжении (***$\sigma_D$ и $\sigma_Z$***) и параметры (***$I_{S(50)}$, m, $\sigma_{lgP}$***) отображаются в соответствующих ячейках таблицы.

Основные принципы работы прибора для испытания горных пород методом точечной нагрузки заключаются в том, чтобы определить изменчивость прочностных характеристик горной породы с помощью точечного тестирования.

Проведены испытания на прочность сосредоточенной нагрузкой на приборе PLT в лаборатории физики горных пород ИГДиГ по образцам горных пород угольного разреза Черниговец и на платиновом месторождении на прииске Кондёр, ОФ «Матюшинская» и Верхотинском ГОКе по добыче алмазов.

В рамках технико-экономического обоснования применения пункта перегрузки в линии конвейерного транспорта на вскрыше на разрезе «Черниговец», проведенного фирмой TKF, 12 декабря 2012 г. были выполнены исследования прочностных параметров вскрышных пород при отрицательной температуре минус 37°С («замороженные» пробы, рис. 1).




| Approximationsergebnisse | | Клиент: | Chernigovez | | Песчаник | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Anzahl der Datenpunkte | 40 | Bruchkraft: $P_{max}=P_{max(50)}*(De/50)^{2*m}$ | | | Max. Deformation, mm: $X_{max}=X_{max(50)}*(De/50)^{2*n}$ | | | |
| Vertrauenswahrscheinligkeit | 95,0% | $P_{MAX(50)}$, kN | 8,346 | m = | 0,463 | $X_{MAX(50)}$, mm | 2,79 | n = | 0,536 |
| Streuung, $k_{VB}$ | 1,96 | Größe | min | max | mittel | BFB Energie: $E_{BFS}=E_{BFS(50)}*(De/50)^{2(m+n-1)}$ | | | |
| $Is_{(50)} = P_{MAX(50)}/(50^2)$ | | $Is_{(50)}$, [Mpa] | 1,73 | 6,45 | 3,34 | $E_{BFS(50)}$, Wh/m² | 1,293 | m+n-1= | -0,001 |
| $\sigma_D$=IF(Is50<1;13*Is50;IF(Is50<2;13+18*(Is50-1);31+24*(Is50-2))) | | $\sigma_D$, [Mpa] | 26,1 | 137,9 | 63,1 | P-Streuung, $\sigma_{lgP}$ | 0,146 | $k_A$ | 2,577 |
| $\sigma_Z$=Is(50) *0,81*(50/WURZEL(4/PI()*40*40/3))^KGK | | $\sigma_Z$, [Mpa] | 2,82 | 10,53 | 5,45 | X-Streuung, $\sigma_{lgX}$ | 0,156 | $k_W$ | 0,393 |

Рис. 1. Результаты испытаний образцов проб песчаника на разрезе «Черниговец»

В табл. 1 приведены результаты испытаний отобранных образцов вскрышной породы разреза Черниговец на прочность при помощи PLT - прибора. В таблицу сведены значения PLT – тестов, прогнозные средние и максимальные значения пород на сжатие.

Таблица 1

Значения PLT – тестов исследуемых вскрышных пород разреза «Черниговец»

| Проба материала | Горизонт, м | PLT-параметры | | | Прочность при сжатии | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | $I_{S(50)}$, МПа | m | $\sigma_{lgP}$ | среднее, МПа | max (+2σ ), МПа |
| Аргиллит | − 5 | 0,71 | 0,562 | 0,158 | 9,3 | 21,2 |
| Алевролит | + 200 | 0,47 | 0,255 | 0,181 | 6,1 | 14,2 |
| Алевролит | + 20 | 0,71 | 0,562 | 0,158 | 9,3 | 21,2 |
| Песчаник | + 130 | 4,22 | 0,646 | 0,123 | 84,2 | 158,9 |
| Песчаник | + 130 | 3,58 | 0,339 | 0,124 | 69,0 | 137,9 |
| Песчаник | + 70 | 3,71 | 0,774 | 0,129 | 72,0 | 142,2 |
| Песчаник | + 40 | 2,96 | 0,790 | 0,119 | 54,1 | 104,5 |
| Песчаник | + 40 | 3,73 | 0,675 | 0,124 | 72,5 | 139,3 |
| Песчаник | + 30 | 2,67 | 0,774 | 0,129 | 72,0 | 142,2 |

Сопоставление информации геологического отдела разреза «Черниговец» с результатами отбора и испытания проб вскрышных пород на прочность показывает, что основная масса вскрышных пород около 90%) обладают прочностью при сжатии не более 80 МПа. Наиболее прочными породами среди отобранных образцов показали себя песчаники под пластом Кемеровским, обладающие средней прочностью до 84,2 МПа.

В рамках технико-экономического обоснования применения комплексов оборудования непрерывного действия, для добычи вскрыши и платиноносных песков месторождения «Кондёр», проведенного фирмой TKF, были выполнены исследования физико-механических свойств горных пород вскрыши и песка сотрудниками TKF и Института горного дела и геосистем СибГИУ 15 и 16 февраля 2013 г. В связи с тем, что экскавация вскрышных пород и песка на перспективном участке месторождения должна производится оборудованием непрерывного действия и в большей своей массе в замороженном состоянии, было принято решение тестирование отобранных проб на прочность производить также в замороженном состоянии.

Сопоставление информации геологического отдела прииска «Кондёр» с результатами отбора и испытания проб на прочность показывает, что физические свойства вскрышной породы и металлоносных песков мало отличаются друг от друга, а основная масса суглинистых пород (около 90%) в замороженном состоянии обладают прочностью на сжатие не более 20 МПа. Суглинистые породы образуют зачастую матрицу в песчано - гравийном конгломерате вскрышной породы и металлоносных песков и в замороженном состоянии требуют больших энергетических затрат на их разрушение (зачастую более 1 Вт×ч/м$^2$).

Размер камней в гравийной смеси в большей своей части значительно меньше 300мм, среднее же значение прочности на сжатие выборочных экземпляров гравелита было в районе 160 МПа, а максимальные её значения превышали 420 МПа.

В табл. 2 приведены результаты испытаний отобранных образцов вскрышной породы прииска «Кондёр» на прочность при помощи PLT - прибора.

В рамках технико-экономического обоснования использования двухвалковых дробилок на комплексе дробления Верхотинского ГОКа, проведенного фирмой TKF, были выполнены исследования физико-механических свойств горных пород.

Таблица 2

Значения PLT – тестов исследуемых вскрышных пород и песков месторождения «Кондёр»

| Точка отбора, материал пробы | Глубина, относительно уровня поверхности, м | PLT-параметры | | | Прочность при сжатии | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | $I_{S(50)}$, МПа | m | $\sigma_{lgP}$ | среднее, МПа | max (+2σ ), Мпа |
| Т.1, суглинок | − 12 | 0,61 | 0,695 | 0,189 | 7,9 | 20,7 |
| Т.2, суглинок | − 2 | 0,81 | 0,869 | 0,155 | 10,5 | 24,2 |
| Т.3, суглинок | − 4 | 0,88 | 1,346 | 0,153 | 11,4 | 26,5 |
| Т.3, гравелит | − 4 | 3,00 | 0,497 | 0,2 | 161,1 | 422,8 |
| Т.4, суглинок | − 14 | 0,24 | 1,003 | 0,258 | 10,0 | 42 |
| Т.5, суглинок | − 6 | 0,59 | 0,816 | 0,139 | 14,8 | 32,5 |
| Т.6, суглинок | − 18 | 0,71 | 0,973 | 0,107 | 15,8 | 28,6 |
| Т.6, алевролит | − 18 | 0,82 | 0,996 | 0,068 | 15,1 | 22,4 |
| Т.7, суглинок | − 8 | 0,27 | 0,836 | 0,196 | 8,5 | 23,4 |
| Т.8, суглинок | − 11 | 0,5 | 0,793 | 0,146 | 12,7 | 28,8 |
| Т.9, суглинок | + 7 | 0,15 | 1,183 | 0,237 | 5,5 | 17,3 |

В табл. 3 приведены результаты испытаний отобранных образцов горных пород Верхотинского месторождения алмазов на прочность при помощи PLT - прибора. В таблицу сведены значения PLT – тестов, прогнозные средние и максимальные значения пород на сжатие.

Сопоставление информации геологического отдела Верхотинского ГОКа с результатами отбора и испытания проб горных пород на прочность показывает, что масса горных пород на верхних горизонтах представлена туффитами, обладающих прочностью на сжатие не более 50 МПа (в среднем 12 МПа).

Таблица 3

Значения PLT – тестов исследуемых горных пород Верхотинского месторождения

| Проба материала | Точка отбора, проба | PLT-прочность | | | Прочность при сжатии | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | $I_{S(50)}$, МПа | m | $\sigma_{lgP}$ | среднее, МПа | max ,МПа |
| Туффит | 1,1 | 0,02 | 2,867 | 0,161 | 0,3 | 0,7 |
| Туффит | 1,2 | 0,47 | 0,595 | 0,312 | 6,1 | 29,4 |
| Туффит | 1,3 | 0,24 | 0,831 | 0,283 | 3,1 | 11,1 |
| Туффит | 2,1 | 0,92 | -0,386 | 0,246 | 12,0 | 50,2 |
| Туффит | 2,2 | 0,13 | 1,044 | 0,410 | 1,7 | 10,8 |
| Туфо-песчаник | 2,2 | 1,10 | 0,477 | 0,367 | 14,8 | 120,9 |
| Туфо-песчаник | 3,1 | 0,41 | 0,536 | 0,000 | 5,4 | 5,4 |
| Песчаник | 3,1 | 1,52 | 0,565 | 0,373 | 22,4 | 180,0 |
| Песчаник окварцованный | 3,2 | 6,85 | 0,358 | 0,202 | 147,5 | 392,4 |

Наиболее прочными породами среди отобранных образцов показали себя песчаники и песчаники окварцованные, обладающие средней прочностью до 147,5 МПа.

## Список литературы

1.Машуков И.В. Исследование прочностных свойств горных пород методом сосредоточенной нагрузки (PLT) [Текст] /И.В. Машуков, О.В. Залесская, Д.В. Малофеев, А.В. Матвеев //Сборник трудов XV Международной научно-практической конференции «Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности». Кемерово, Кузбасская выставочная компания «Экспо-Сибирь», С.41-44.

УДК 622.232

# ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА ЗДАНИЯ И СООРУЖЕНИЯ ПРИЛЕГАЮЩИХ ТЕРРИТОРИЙ

***[1]к.т.н. Машуков И.В., [2]к.т.н. Доманов В.П., [1]Серг А.Г., [1]Егоров Д.А.***
***1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***
***2 - ОАО «НЦ «ВостНИИ» г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Приведена методика и пример расчета безопасных расстояний по сейсмическому воздействию массовых взрывов на охраняемые объекты. Показаны причины завышения величины безопасных расстояний при использовании неэлектрической системы инициирования при «поскважинной» схеме взрывания. Приведена методика расчета

безопасных расстояний по сейсмическому воздействию с учётом схемы взрывания скважинных зарядов.

***Ключевые слова:*** Массовый взрыв, сейсмическое воздействие, охраняемый объект, безопасное расстояние, короткозамедленное взрывание, схема взрывания, неэлектрическая система инициирования, схема взрывания с «поскважинным» замедлением.

Взрывное дробление крепких пород и полезного ископаемого производится массовыми взрывами скважинных зарядов. Общая масса взрывчатых веществ (ВВ) на взрыв составляет 200…300 тонн, а в отдельных случаях достигает 700 тонн. При выполнении массовых взрывов с большой массой взрывчатых веществ проявляется сейсмическое воздействие на окружающие объекты. Сейсмическая безопасность производства массовых взрывов на горнодобывающих предприятиях должна обеспечиваться ещё на стадии проектирования буровзрывных работ. Проектные решения должны отвечать требованиям Единых правил безопасности при взрывных работах [1], Типовых проектов производства буровзрывных работ, разработанных на основании «Типовой инструкции по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности» [2] с учетом проекта разработки конкретного месторождения.

В проектной документации безопасные расстояния по сейсмическому воздействию массовых взрывов рассчитывают по формулам, приведенным в главе VIII [1]. В расчетах учитывают параметры заряжаемого блока, свойства грунтов в основании охраняемых объектов (зданий, сооружений и др.), состояние и значимость этих объектов.

Расстояния, на которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда взрывчатых веществ, становятся безопасными для зданий и сооружений, определяют по формуле

$$r_c = K_г K_c \alpha \sqrt[3]{Q}\,, \tag{1}$$

где $r_c$ - безопасное расстояние от места взрыва до охраняемого здания, м; $K_г$ – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания; $K_c$ – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки; $\alpha$ – коэффициент, зависящий от условий взрывания; $Q$ – масса заряда ВВ, кг.

При неодновременном взрывании $N$ зарядов взрывчатых веществ общей массой $Q$ со временем замедления между взрывами каждого заряда не менее 20 мс безопасное расстояние определяют по формуле

$$r_c = \frac{K_г K_c \alpha}{N^{1/4}} \cdot Q^{1/3}. \tag{2}$$

При определении $N$ и $Q$ можно не учитывать заряды, масса которых меньше массы максимального заряда взрываемой группы в 3 раза и более.

Исследованиями сейсмического эффекта при ведении взрывных работ установлены параметры, влияющие на интенсивность сейсмических колебаний, которыми являются: общая масса заряда ВВ во взрываемом блоке, масса ВВ, взрываемая в одной ступени замедления, величина линии наименьшего сопротивления, глубина заложения зарядов, конструкция заряда, количество и площадь свободных поверхностей вокруг одиночного скважинного заряда, схема инициирования, ориентация взрываемого блока и рядов скважинных зарядов по отношению к охраняемому объекту, тип ВВ, короткозамедленное взрывание (КЗВ) [3].

Применение короткозамедленного взрывания существенно снижает сейсмический эффект взрыва. Большое влияние на формирование и распространение сейсмовзрывных волн оказывает наличие выработанного пространства или нарушенных зон между взрываемым блоком и охраняемыми объектами. Выработанное пространство (выемка карьера,

разрезная траншея и др.) оказывает экранирующее действие на сейсмовзрывные волны. Интенсивность их колебаний в 2...3 раза уменьшается по сравнению с прохождением волн через ненарушенный массив [3].

Применение КЗВ позволяет внедрить в практику взрывных работ различные схемы инициирования: диагональные, порядные продольные, порядные поперечные, клиновые, волновые и др. При взрывании зарядов на фланге взрываемого блока со стороны охраняемого объекта при направлении детонации от объекта достигается снижение скорости сейсмических колебаний в 2-3 раза по сравнению с расположением объекта на противоположном фланге взрываемого блока [4].

На основании обращений разрезов южных регионов Кузбасса за последние два-три года мониторинг уровня сейсмического воздействия осуществлялся на охраняемых объектах при производстве массовых взрывов на горных отводах ООО «Разрез Березовский», ООО «Разрез Бунгурский-Северный», ООО «Разрез «Корчакольский», ОАО «Разрез «Томусинский», ОАО «Междуречье», ООО «Энергоуголь», других разрезов. Измерения проводились специалистами ФГБОУ «СибГИУ» (г. Новокузнецк) с экспертизой совместно с ОАО «НЦ ВостНИИ» проектной документации на массовые взрывы и разработкой, при установлении несоответствия требованиям безопасности, рекомендаций по корректировке параметров БВР, обеспечивающих безопасность по этому проявлению.

Анализ результатов проведенных измерений сейсмического воздействия показывает, что в большинстве случаев при проведении массовых взрывов колебания земной поверхности не превышали допустимых значений (в десять и более раз). Однако имели место аномальные проявления этого воздействия, например, в жилом секторе поселка Притомский г. Междуреченска. Территория с охраняемыми зданиями и сооружениями этого поселка находится на расстоянии менее одного километра от опасного производственного объекта - горного отвода ОАО «Разрез «Томусинский». Одноэтажные жилые здания по СНиП 2.01.07-85 относятся ко II классу ответственности и по состоянию (в несущих конструкциях трещины до 0,5 мм, в стенах из кирпича и крупных блоков до 3 мм, вертикальность массива фундамента нарушена, повреждения в размере до 40 %) - ко II категории. Грунты в основаниях зданий и сооружений поселка Притомский согласно классификации ГОСТ 25100-95 соответствуют II группе. Допустимая скорость колебаний в основании одноэтажных жилых зданий (РТМ 36.22.91) для грунтов II группы составляет 2 см/с [5 - 7].

В настоящее время на угольных разрезах применяется неэлектрическая система инициирования с использованием в скважинах устройств ИСКРА-С с замедлением 450 или 500 мс и в поверхностной взрывной сети устройств ИСКРА-П с замедлением 42 и 67 мс. Наиболее распространенной схемой монтажа взрывной сети на поверхности является выполнение магистральной линии из ИСКРА-П-42 вдоль блока по первому ряду от уступа и подсоединения к ней участковых линий из ИСКРА-П-67, проложенных по поперечным рядам. Такая схема монтажа является наиболее простой в выполнении и обеспечивает взрывание зарядов с замедлением по диагональным рядам. Во многих «Типовых проектах производства буровзрывных работ» данная схема называется «диагональная схема взрывания с поскважинным замедлением» из предположения, что каждая скважина взрывается со своим временем замедления за счёт установки поверхностных устройств с замедлением у каждой скважины.

В расчете безопасных расстояний по сейсмическому воздействию в проектах массовых взрывов с применением «диагональной схемы взрывания с поскважинным замедлением» с учётом «поскважинного» замедления количество не одновременно взрываемых зарядов принимается равным количеству скважинных зарядов.

В качестве примера приводим расчет безопасного расстояния из проекта массового взрыва блока 131, проведенного 18.05.2010 г. на ООО «Разрез «Бунгурский-Северный».

Основные технические параметры буровзрывных работ блока 131 приведены ниже. Общая масса ВВ на взрыв составила 41077 кг. Фактический удельный расход ВВ на отбойку по блоку составил 1,14 кг/м$^3$. Скважины диаметром 203 мм, глубиной 15-17 м рас-

положены по сетке 5×6 м. Общее количество скважин в блоке составляет 110 штук, общий объем бурения составляет 1671 м. В скважины устанавливались промежуточные детонаторы, изготовленные из шашек ПТ-П500 и ИСКРА-С-450. Скважины расположены в 15 рядах от одной до 10 скважин в ряду. В магистральной линии использовались ИСКРА-П-42, в участковых линиях – ИСКРА-П-67. Схема расположения и взрывания скважинных зарядов приведена на рис. 1. В расчете безопасного расстояния в проекте массового взрыва приняты следующие параметры: количество не одновременно взрываемых зарядов $N$ принимается равным количеству скважинных зарядов $N$ = 110, $Q$ = 41077 кг, $\alpha$ = 1, $K_c$ = 2, $K_г$ = 15, $K_1$ = 2, $K_2$ = 2. Безопасное расстояние по сейсмическому воздействию по формуле (4) составило 1234 м.

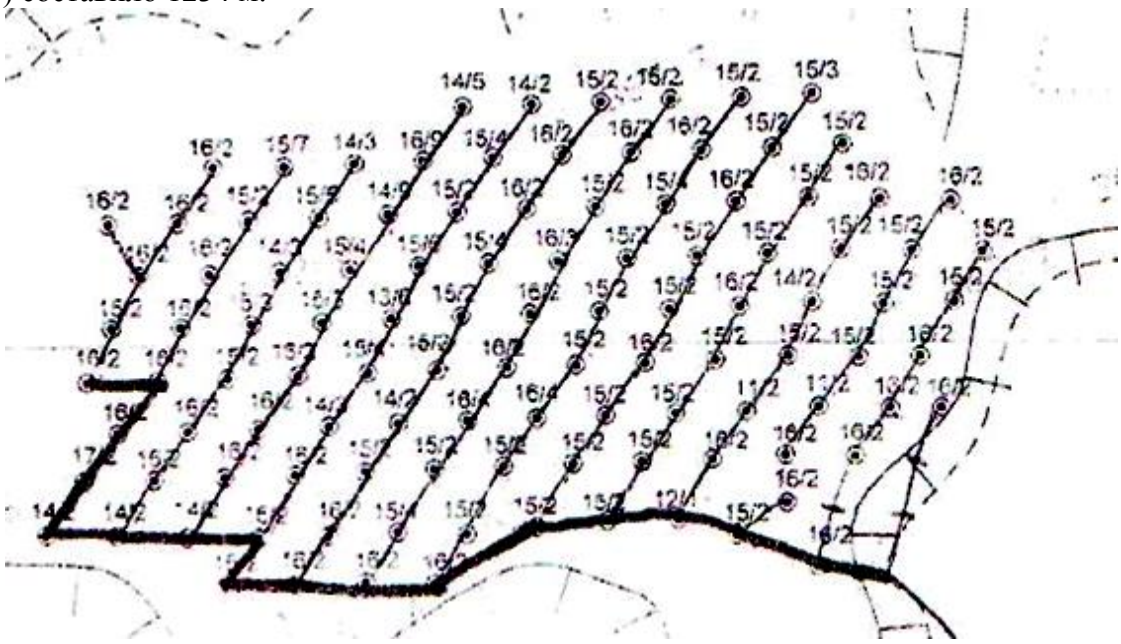


Рисунок - Схема монтажа взрывной сети блока 131 на ООО «Разрез «Бунгурский-Северный»

В Единых правилах безопасности при ведении взрывных работ [1] не одновременно взрываемыми зарядами считаются заряды или группы зарядов, время замедления между которыми составляет более 20 мс. Фактический интервал времени замедления между скважинными зарядами может составлять 0 (одновременное взрывание), 1, 2, 7, 8, 9, 16, 17, 25 и 42 мс, т. е. в интервале 20 мс могут находиться несколько скважинных зарядов.

Время замедления каждой скважины зависит от количества скважин в продольных и поперечных рядах, времени замедления в поверхностных средствах инициирования, их количества и схемы монтажа взрывной сети. Время замедления каждой скважины определяется суммой времени замедления на каждом устройстве ИСКРА-П при прохождении импульса по сети от начала инициирования схемы до скважины.

Для определения времени подхода инициирующего импульса к скважине методикой предлагается заполнить табл. 1, в которой ячейки в столбцах соответствуют скважинам, соединенным в участковые линии, а ячейки верхней строки - скважинам магистральной линии. В следующей операции величины времени подхода инициирующего импульса к скважинным зарядам ранжируются по величине, приведенные в табл.2.

В каждой ячейке табл. 2 приведено число, соответствующее величине времени замедления подхода инициирующего импульса к скважине по поверхностной сети, которое определяется количеством поверхностных устройств ИСКРА-П и величиной замедления в устройстве. Количество заполненных ячеек соответствует количеству скважинных зарядов.

Из табл. 2 видно, что интервалы замедления между зарядами составляют 0, 1, 7, 8, 9, 16, 17, 25 и 42 мс. Количество скважинных зарядов, взрываемых в группе составляет от 1 до 5. Количество не одновременно взрываемых зарядов *N* составляет 40.

Таблица 1

Время замедления скважин в поверхностной сети в мс

| Скважинные заряды в ряду | | Ряды скважинных зарядов | | | | | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 |
| | 1 | 0 | 42 | 84 | 126 | 168 | 210 | 252 | 294 | 336 | 378 | 462 | 504 | 546 | | |
| | 2 | | 109 | 151 | 193 | 235 | 277 | 319 | 361 | 403 | 420 | 529 | 571 | 588 | | |
| | 3 | | 176 | 218 | 260 | 302 | 344 | 386 | 428 | 470 | 487 | 596 | 638 | 630 | 714 | |
| | 4 | | 243 | 285 | 327 | 369 | 411 | 453 | 495 | 537 | 554 | 663 | 705 | 672 | 781 | |
| | 5 | | 310 | 352 | 394 | 436 | 478 | 520 | 562 | 604 | 621 | 730 | 772 | 739 | 848 | 915 |
| | 6 | | 377 | 419 | 461 | 503 | 545 | 587 | 629 | 671 | 688 | 797 | 839 | 806 | 915 | |
| | 7 | | | 486 | 528 | 570 | 612 | 654 | 696 | 738 | 755 | 864 | 906 | 873 | 982 | |
| | 8 | | | 553 | | 637 | 679 | 721 | 763 | 805 | 822 | 931 | 973 | 940 | | |
| | 9 | | | | | | 746 | 788 | 830 | 872 | 889 | 998 | | | | |
| | 10 | | | | | | | 855 | 897 | 939 | 956 | | | | | |

Таблица 2

Количество скважин, время замедления и количество групп

| Очередность взрывания | Время замедления, мс | Интервал времени замедления, мс | Номер группы замедления | Очередность взрывания | Время замедления, мс | Интервал времени замедления, мс | Номер группы замедления | Очередность взрывания | Время замедления, мс | Интервал времени замедления, мс | Номер группы замедления | Очередность взрывания | Время замедления, мс | Интервал времени замедления, мс | Номер группы замедления |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | 0 | 0 | 1 | 29 | 378 | 1 | 13 | 57 | 570 | 8 | | 85 | 772 | 9 | 31 |
| 2 | 42 | 42 | 2 | 30 | 386 | 8 | | 58 | 571 | 1 | | 86 | 781 | 9 | |
| 3 | 84 | 42 | 3 | 31 | 394 | 8 | | 59 | 587 | 16 | | 87 | 788 | 7 | |
| 4 | 109 | 25 | | 32 | 403 | 9 | 17 | 60 | 588 | 1 | 24 | 88 | 797 | 9 | 32 |
| 5 | 126 | 17 | 4 | 33 | 411 | 8 | | 61 | 596 | 8 | | 89 | 805 | 8 | |
| 6 | 151 | 25 | | 34 | 419 | 8 | | 62 | 604 | 8 | | 90 | 806 | 1 | |
| 7 | 168 | 17 | 5 | 35 | 420 | 1 | | 63 | 612 | 8 | 25 | 91 | 822 | 16 | 33 |
| 8 | 176 | 8 | | 36 | 428 | 8 | 18 | 64 | 621 | 9 | | 92 | 830 | 8 | |
| 9 | 193 | 17 | 6 | 37 | 436 | 8 | | 65 | 629 | 8 | | 93 | 839 | 9 | |
| 10 | 210 | 17 | | 38 | 453 | 17 | 19 | 66 | 630 | 1 | | 94 | 848 | 9 | 34 |
| 11 | 218 | 8 | 7 | 39 | 461 | 8 | | 67 | 637 | 7 | | 95 | 855 | 7 | |
| 12 | 235 | 17 | | 40 | 462 | 1 | | 68 | 638 | 1 | 26 | 96 | 864 | 9 | |
| 13 | 243 | 8 | | 41 | 470 | 8 | | 69 | 654 | 16 | | 97 | 872 | 8 | |
| 14 | 252 | 9 | 8 | 42 | 478 | 8 | 20 | 70 | 663 | 9 | | 98 | 873 | 1 | 35 |
| 15 | 260 | 8 | | 43 | 486 | 8 | | 71 | 671 | 8 | | 99 | 889 | 16 | |
| 16 | 277 | 17 | 9 | 44 | 487 | 1 | | 72 | 672 | 1 | 27 | 100 | 897 | 8 | |
| 17 | 285 | 8 | | 45 | 495 | 8 | | 73 | 679 | 7 | | 101 | 906 | 9 | 36 |
| 18 | 294 | 9 | | 46 | 503 | 8 | | 74 | 688 | 9 | | 102 | 915 | 9 | |
| 19 | 302 | 8 | 10 | 47 | 504 | 1 | 21 | 75 | 696 | 8 | 28 | 103 | 915 | 0 | |
| 20 | 310 | 8 | | 48 | 520 | 16 | | 76 | 705 | 9 | | 104 | 931 | 16 | 37 |
| 21 | 319 | 9 | | 49 | 528 | 8 | | 77 | 714 | 9 | | 105 | 939 | 8 | |
| 22 | 327 | 8 | 11 | 50 | 529 | 1 | | 78 | 721 | 7 | 29 | 106 | 940 | 1 | |
| 23 | 336 | 9 | | 51 | 537 | 8 | 22 | 79 | 730 | 9 | | 107 | 956 | 16 | 38 |
| 24 | 344 | 8 | | 52 | 545 | 8 | | 80 | 738 | 8 | | 108 | 973 | 17 | |
| 25 | 352 | 8 | 12 | 53 | 546 | 1 | | 81 | 739 | 1 | | 109 | 982 | 9 | 39 |
| 26 | 361 | 9 | | 54 | 553 | 7 | | 82 | 746 | 7 | 30 | 110 | 998 | 16 | 40 |
| 27 | 369 | 8 | | 55 | 554 | 1 | | 83 | 755 | 9 | | | | | |
| 28 | 377 | 8 | 13 | 56 | 562 | 8 | 23 | 84 | 763 | 8 | 31 | | | | |

Так как при определении $N$ и $Q$ можно не учитывать заряды, масса которых в 3 раза и более меньше массы максимального заряда взрываемой группы, то можно исключить первые три скважинных заряда, взрываемых с замедлением 0, 42 и 84 мс, имеющих массу ВВ соответственно 401, 401 и 370,5 кг, что составляет 1172,5 кг. К расчету принимаются 37 групп, взрываемых не одновременно. На основе проведенного анализа при расчете по формуле (2) по полученным параметрам: $Q$ = 39904,5 кг, $N$ = 37, $\alpha$ = 1, $K_c$ = 2, $K_г$ = 15, $K_1$ = 2, $K_2$ = 2 безопасное расстояние по сейсмическому воздействию составит 1654 м, что на 420 м или 34 % меньше приведенных результатов расчета в проекте массового взрыва. Приведённый анализ показывает, что при использовании неэлектрической системы инициирования в схеме монтажа взрывной сети при «поскважинном» замедлении, когда перед каждой скважиной устанавливается поверхностное устройство инициирования, необходимо производить расчет фактического времени подхода инициирующего импульса. В противном случае использование в расчёте безопасного расстояния по сейсмическому воздействию количества не одновременно взрываемых зарядов, равного количеству скважинных зарядов, приведёт к значительной ошибке, величина которой составит до 35 %. В результате чего охраняемые здания и сооружения могут попасть в опасную зону по сейсмическому воздействию.

Для исключения подобных случаев необходимо производить расчет фактического времени замедления в поверхностной сети по каждой скважине с учетом схемы монтажа взрывной сети и определять количество не одновременно взрываемых групп зарядов. Исходя из практики расчёта, количество не одновременно взрываемых групп зарядов в 1,5-3 раза меньше количества скважин в блоке.

## Список литературы

1. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01), утвержденные Постановлением Госгортехнадзора России от 30.01.01 г. № 3.

2. Типовая инструкция по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности. Серия 13. Выпуск 10 / Колл. авт. - М.: Федеральное государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2004.

3. Медведев С.В. Сейсмика горных взрывов. [Текст] - М: Недра, 1964.-188 с.

4. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. [Текст] - М., Недра, 1976.

5. Доманов В.П. Мониторинг сейсмического воздействия на охраняемые объекты при производстве массовых взрывов, проводимых на разрезах Кузбасса [Текст] : / В.П. Доманов, И.В.Машуков // сб. науч. тр. Вестник научного центра по безопасности в угольной промышленности / ВостНИИ.- Кемерово.- 2013. - №1-1. - С. 60-64.

6. Машуков И.В. Расчет безопасных расстояний по сейсмическому воздействию массовых взрывов на здания и сооружения с учётом схемы взрывания скважинных зарядов [Текст] : / И.В. Машуков, В.П. Доманов, А.Г. Серг, Д.А. Егоров // Вестник научного центра по безопасности в угольной промышленности / ВостНИИ.- Кемерово.- 2013. - №1-2. - С. 16-21.

7. Машуков И.В. Методика расчета безопасных расстояний по сейсмическому воздействию массовых взрывов с учетом схемы взрывания скважинных зарядов [Текст] : / И.В. Машуков, В.П. Доманов // Сборник трудов XV Международной научно-практической конференции «Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности». Кемерово, Кузбасская выставочная компания «Экспо-Сибирь», С.93-96.

УДК 622:519.635.4

# ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЯВЛЕНИЙ СОВМЕСТНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ГРАВИТАЦИОННЫХ И ГЕОТЕКТОНИЧЕСКИХ СИЛ

***к.т.н. А.Б. Цветков, д.т.н. Павлова Л.Д.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** В работе представлена математическая модель напряженного состояния углепородного геомассива с учетом совместного воздействия гравитационных и геотектонических сил. Для исследования предложенной модели создан авторский комплекс проблемно-ориентированных программ. Исследована чувствительность разработанной модели к различным вариантам бокового сжатия, и приведены результаты моделирования напряженно-деформированного состояния для геомассива с выработкой.

***Ключевые слова:*** численное моделирование, математическая модель, геотектоника, краевая задача.

В сейсмически активных районах кроме гравитационных сил существенное влияние на геомеханическую ситуацию оказывают геотектонические силы. Характер проявления геотектонических сил существенно зависит от их величины и направления, свойств горных пород, глубины отрабатываемого пласта, форм и размеров выработок. Для учета совместного влияния гравитационных и геотектонических сил при отработке угольных пластов необходимо установить характер распределения параметров напряженно-деформированного состояния геомассива.

Для численного моделирования напряженно-деформированного состояния слоистого геомассива при действии гравитационных и геотектонических сил, применялась математическая модель, сформулированная в виде краевой задачи в общей постановке: найти вектор перемещений U=(u,v), u=u(x,y), v=v(x,y), удовлетворяющий внутри прямоугольной расчетной области системе дифференциальных уравнений:

$$\mu\Delta\vec{u} + (\lambda + \mu)\mathrm{grad}\,\mathrm{div}\,\vec{u} = \vec{F}, \qquad (1)$$

и граничным условиям: на вертикальных и горизонтальных границах расчетной области при x=a, x=b, y=c и y=d заданы горизонтальные перемещения: u(a,y)=0, u(b,y)=0, u(x,c)=0, u(x,d)=0; вертикальных границах расчетной области при x=a, x=b заданы производные $v'_x(a,y)=0$, $v'_x(b,y)=0$; на верхнем основании заданы вертикальные напряжения $\sigma_y(x,c)=0$; нижнем основании заданы вертикальные перемещения v(x,d)=0.

Рассмотренные граничные условия соответствуют гравитационному полю напряжений. Изменением граничных условий на вертикальных границах расчетной области производится учет воздействия геотектонических сил

Смещение участков внешней геосреды приводят к деформациям боковых границ исследуемой расчетной области. Так как деформации являются функциями от перемещений, то моделирование геотектонического воздействия можно осуществлять, как посредством задания на боковых границах расчетной области перемещений, так и соответствующих им горизонтальных деформаций.

Рассмотрены два случая учета проявлений геотектонических сил заданием граничных условий на вертикальных границах расчетной области в виде функций горизонтальных перемещений или горизонтальных деформаций.

На рис. 1 расчетная область представлена вертикальным сечением вдоль оси отрабатываемого выемочного столба и состоит из трех подобластей $\Omega=\sum\Omega_i$, i=1..3, каждая которых характеризует слои породы определенного типа: $\Omega_1$ – аргиллит, $\Omega_3$ – алевролит, $\Omega_2$

– уголь. В угольном пласте задана очистная выработка, границы которой на рисунке 1 обозначены точками $B_1$ и $B_2$.

В математической модели для исследования проявления геотектонических сил использованы граничные условия в виде функции горизонтальных перемещений, которые на боковых границах расчетной области в качестве примера заданы следующим образом: $u_1(y)$=0,25м, $u_2(y)$=-0,25м.

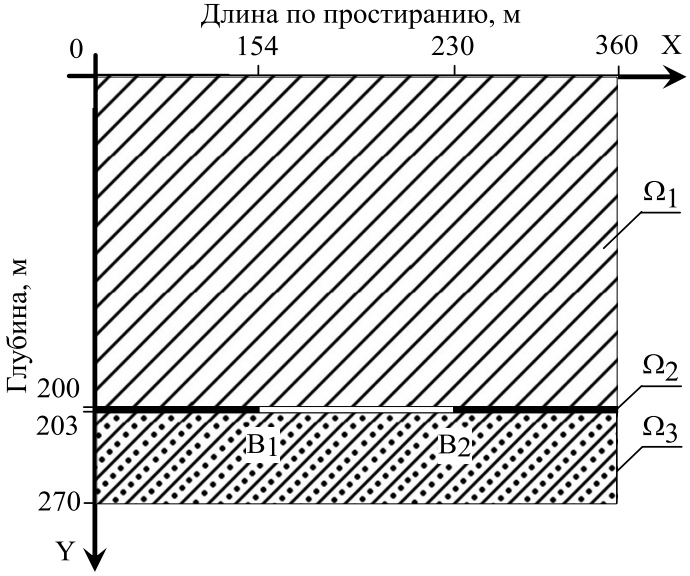



Рис. 1. Расчетная область, включающая очистную выработку

Результаты численного моделирования приведены на рис. 2 и 3 (знак минус соответствует сжимающим напряжениям).

Из анализа рис. 2 следует, что наличие выработки вызывало в гравитационном и геотектоническом полях напряжений разгрузку пород в кровле и почве отработанного пласта, а воздействие геотектонических сил приводит к увеличению сжимающих горизонтальных напряжений в окрестности очистной выработки.

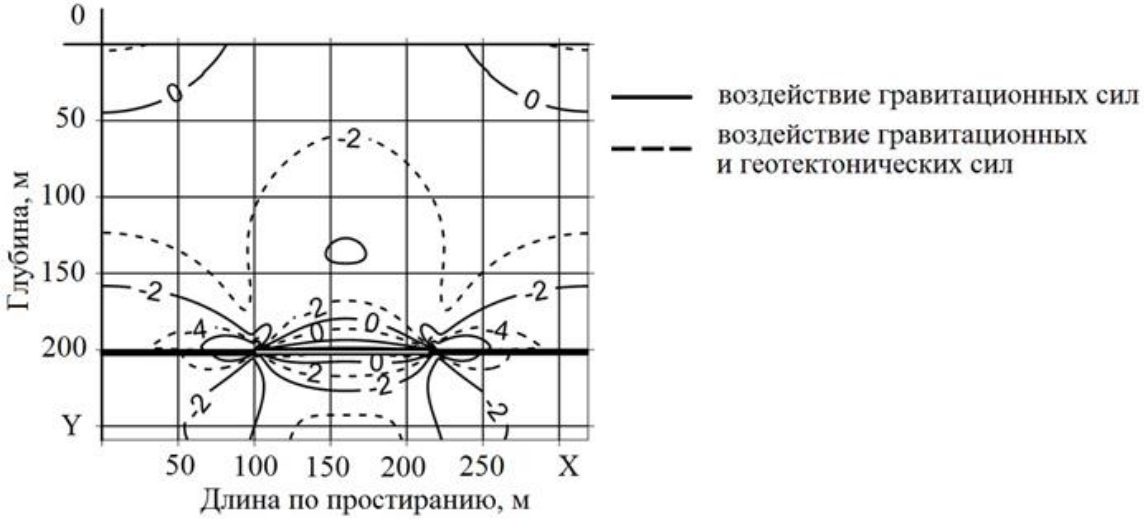



Рис. 2. Изолинии распределения горизонтальных напряжений, МПа

На рис. 3 приведены графики горизонтальных напряжений, построенные по точкам, расположенным по вертикальной оси симметрии выработки.

Из анализа напряжений следует, что величины горизонтальной компоненты тензора напряжений в окрестности выработки изменились пропорционально заданным смещениям на боковых границах модели, что подтверждается расположением пунктирной линии по отношению к сплошной на рис. 3.

При моделировании совместного воздействия гравитационных и геотектонических сил в нетронутом массиве, для случая граничных условий в виде деформаций, на боковых границах расчетной области проявления воздействия геотектонических сил задавались посредством вариации горизонтальных деформаций от -0,002 до 0.

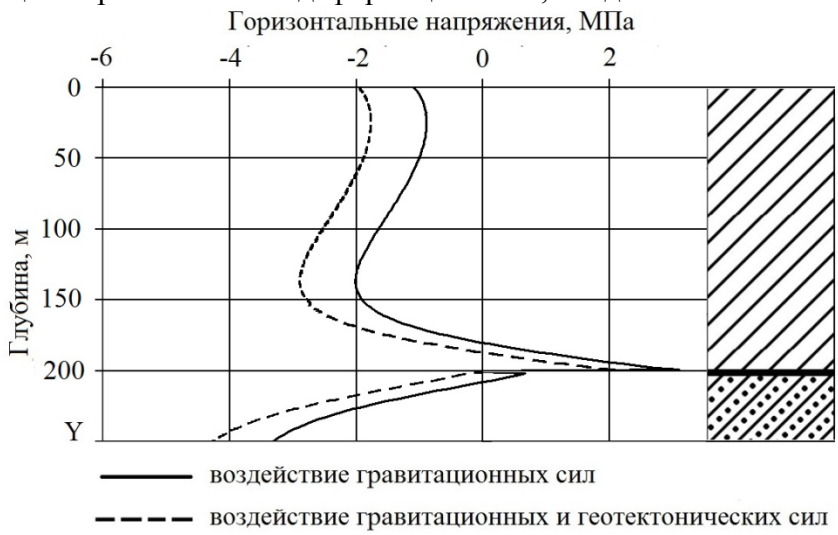



Рис. 3 – Горизонтальные напряжения, МПа

Результаты численного моделирования представлены на рис. 4, из анализа которых следует, что величины горизонтальных напряжений равномерно возрастают с увеличением горизонтальных деформаций. Вертикальная компонента тензора напряжений с учетом бокового сжатия практически не отличается от результатов, полученных при действии только собственного веса пород.

Рис. 4. Графики зависимости нормальных напряжений от горизонтальных деформаций на боковой границе расчетной области

На графике выявлена точка $|\sigma_x| = |\sigma_y|$, в которой горизонтальные напряжения равны вертикальным, что соответствует гидростатическому полю напряжений.

На основе анализа полученных результатов можно сделать вывод о том, что учет геотектонического сжатия геомассива приводит к пропорциональному увеличению техногенных горизонтальных сжимающих напряжений в окрестности очистной выработки, по сравнению с гравитационным распределением напряжений. Для нетронутого массива построена зависимость горизонтальных напряжений от бокового сжатия геомассива, на которой выявлена точка с равными горизонтальными и вертикальными напряжениями, что соответствует гидростатическому полю напряжений.

*Работа выполнена при финансовой поддержке Сибирского государственного индустриального университета. Тема № 2Д-14*

**Список литературы**

1. Цветков А.Б. Математическое моделирование напряженно-деформированного состояния геомассива в условиях интегрального воздействия гравитационных и геотектонических сил / А.Б. Цветков, Л.Д. Павлова // Научно-технический вестник Поволжья. – Казань, 2013. – № 6. – С. 485–488.

2. Цветков А.Б. Численное моделирование гравитационного и геотектонического полей напряжений в углепородном горном массиве / А.Б. Цветков, В.Н. Фрянов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 11. – С. 339–344.

3. Цветков А.Б. О построении иерархической структуры математических моделей проявлений гравитации / А.Б. Цветков // Материалы XII международной конференции по вычислительной механике и современным прикладным программным системам (ВМСППС-2003). – Владимир, 2003. – Т. 2 – С. 645.

УДК 004.942:622.273.3

# ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫЕМОЧНЫХ СТОЛБОВ И КРОВЛИ ОЧИСТНЫХ ЗАХОДОК ПРИ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

***к.т.н. Корнев Е.С., д.т.н. Павлова Л.Д., д.т.н. Фрянов В.Н.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** В работе представлены результаты трехмерного моделирования процессов изменения напряженно-деформированного состояния при камерно-столбовой системе разработки, полученные при помощи комплекса проблемно-ориентированных программ, разработанного авторами. Выявлена зависимость ширины выемочного столба от длины выработанного пространства. Предложен график, позволяющий для конкретных горно-геологических условий оперативно выбирать минимальную ширину отрабатываемого столба при изменении длины выработанного пространства.

***Ключевые слова:*** система разработки, массив горных пород, целик, кровля, заходка, напряжения, устойчивость целиков, шахта

Основными геомеханическими параметрами камерно-столбовой системы разработки, обеспечивающими безопасность и полноту выемки угля в коротких очистных забоях, являются ширина выемочного столба и площадь устойчивых обнажений пород кровли в очистной заходке.

Расчет ширины выемочного столба проводится по формуле [1]

$$b_{\min} = h_в \sqrt{\varphi_t \left( \frac{K \cdot \gamma_n \cdot H}{\sigma_{сж}} - F_1 \right)} \cdot \left( d_1 + d_2 \sqrt[4]{\frac{m}{h_в}} \right) + l_я \sqrt{\varphi_t}\ , \qquad (1)$$

где $b_{\min}$ – минимальная ширина устойчивого выемочного столба (междукамерного целика), м; $h_в$ – высота выработки, м; $\varphi_t$ – функция ползучести, учитывающая изменение свойств угольного массива во времени ($1{,}0 < \varphi_t < 3{,}0$); $K$ – коэффициент концентрации вертикальных напряжений ($1 < K < 7$); $\gamma_n$ – плотность горных пород ($\gamma_n$=2500 кг/м$^3$); $H$ – глубина горных работ, м ($50 < H < 600$); $F_1$ – коэффициент, учитывающий отношение упругой деформации к полной при деформации угля до разрушения ($0{,}6 < F_1 < 0{,}8$, для слабых углей $F_1$=0,6, для прочных углей, способных накапливать упругую энергию $F_1$=0,8); $\sigma_{сж}$ – предел прочности угля при одноосном сжатии, МПа ($\sigma_{сж} = (8 \div 10) f$); $f$ –

коэффициент крепости угля по шкале проф. М.М. Протодъяконова; $m$ – вынимаемая мощность угольного пласта, м ($0{,}7 < m < 10{,}0$); $d_1, d_2$ – коэффициенты, учитывающие трещиноватость угольного массива ($0{,}4 < d_1 < 0{,}8$; $1{,}35 < d_2 < 2{,}7$); $l_я$ – размер несущего ядра в выемочном столбе (междукамерном целике), для предельного состояния угольного целика ширина ядра, м ($l_я = 0$).

Размеры зон запредельного состояния угольного пласта из формулы (1) определяются [1]:

– со стороны соседнего выемочного столба

$$l_1 = h_в \cdot d_1 \cdot \sqrt{\varphi_t \cdot \left( \frac{K\gamma_n H}{\sigma_{сж}} - F_1 \right)}, \tag{2}$$

– со стороны отработанного пространства

$$l_2 = h_в \cdot d_2 \cdot \sqrt[4]{\frac{m}{h_в}\left[ \varphi_t \cdot \left( \frac{K\gamma_n H}{\sigma_{сж}} - F_1 \right) \right]^2}. \tag{3}$$

В формулах (2) и (3) параметры $K,\ \gamma_n,\ H,\ \sigma_{сж},\ h_в,\ \varphi_t,\ d_1,\ d_2,\ m,\ F_1$ имеют тот же физический смысл, что и в формуле (1).

Размер стороны для подзавальных целиков треугольной или квадратной формы поперечного сечения в горизонтальной плоскости в заходке определяется по формуле

$$a_{пц} = \sqrt[5]{h_ц \left[ \frac{(b + a + 0{,}5L_{нк})(y + 0{,}5L_{нк})}{C_ф \cdot n \cdot \sigma_{сж}} \cdot \gamma_n \cdot h_{нк} \right]^2}, \tag{4}$$

где $a_{пц}$ – размер стороны подзавального целика, м; $h_ц$ – высота подзавального целика, м; $b$ – ширина выемочного столба, м; $a$ – ширина выемочной выработки, м; $L_{нк}$ – шаг обрушения пород непосредственной кровли; $y$ – ширина заходки, м; $h_{нк}$ – мощность пород непосредственной кровли, м; $C_ф$ – коэффициент формы поперечного сечения в плоскости пласта подзавального целина (для треугольной формы $C_ф = 1$; для квадратной формы $C_ф = 2$); $n$ – количество подзавальных целиков, шт.

Шаг обрушения пород непосредственной кровли, при отсутствии натурных наблюдений и исследований, данных горной графической документации рассчитывается по формуле

$$L_{нк} = \frac{h_{нк}}{1 + 0{,}3N_{нк}}, \tag{5}$$

где $N_{нк}$ – количество слоев непосредственной кровли, шт.

Ширина заходки при выемке угля определяется соотношением вида

$$y \le \sqrt{l_p^2 - b^2 - m^2}, \tag{6}$$

где $l_p$ – длина рабочей струи гидромонитора или расстояние от пульта управления до режущего органа комбайна, м; $m$ – мощность пласта, м.

Ширина ленточных целиков в очистной заходке определяется по формуле

$$a_{лц} = \sqrt[3]{h_ц \left[ \frac{(b + a + 0{,}5L_{нк})(y + 0{,}5L_{нк})}{2 \cdot L_ц \cdot \sigma_{сж}} \cdot \gamma_n \cdot h_{нк} \right]^2}, \tag{7}$$

где $L_ц$ – длина подзавальных целиков по периметру заходки, м.

Численное моделирование осуществляется на основе метода конечных элементов с с использованием подходов разработанных в работах [3, 4].

При камерно-столбовой системе разработки для моделирования процессов изменения напряженно-деформированного состояния приняты следующие горно-геологические и горнотехнические условия: угольный пласт мощностью 3 м, угол падения пласта 0°, глубина разработки 150 м. Верхний блок №1 угольного пласта отработан. Нижний блок №2 находится в стадии отработки. Блок оконтурен по падению и восстанию пласта конвейерным и вентиляционными штреками. Участок пласта шириной 10 м отработан из камеры №1, камера №2 шириной 3м пройдена на всю высоту блока №2 и начата выемка угля из междукамерного целика, шириной 5 м. Расчетная схема приведена на рис. 1.

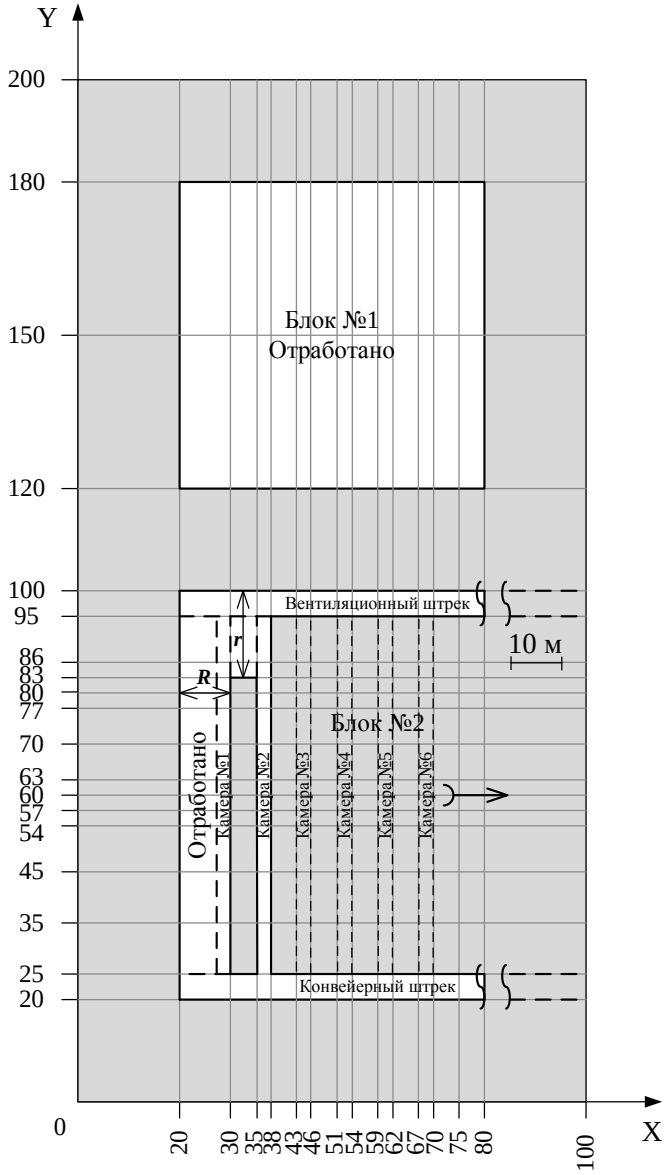



Рис. 1. Расчетная схема для определения параметров объемного напряженно-деформированного состояния массива горных пород при камерно-столбовой системе разработки

После проведения камеры и оконтуривания выемочного столба, его отработка проводится заходками. Рассматривалось положение заходки в первой трети выемочного столба (рис. 1, Y=83 м) и в середине столба (рис. 1, Y=60 м).

Значения коэффициента крепости, предел прочности угля при одноосном сжатии и модуль упругости по слоям модели углепородного массива приведены в табл. 1.

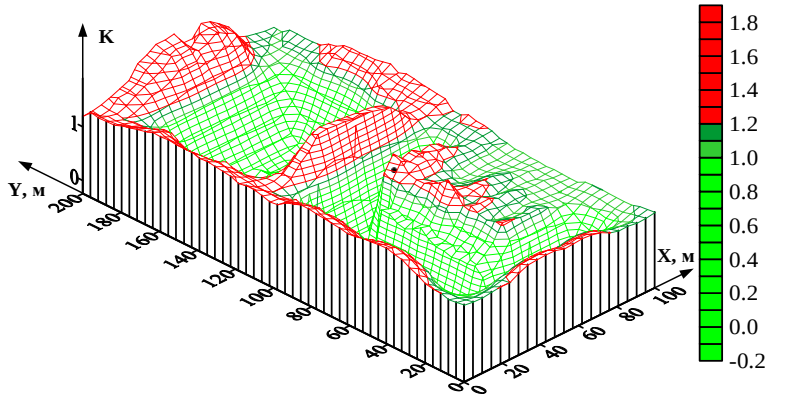
Таблица 1

Стратиграфическая колонка углепородного массива

| Наименование слоя | Номер слоя | Обозначение слоя | Мощность слоя, м | Коэффициент крепости, $f$ | Предел прочности при сжатии, т/м$^2$ $\sigma_{сж} = 1000 \cdot f$ | Модуль упругости, МПа $E = 200 \cdot \sigma_{сж}$ |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Аргиллит | i=10 | | 20 | 1 | 1000 | 2000 |
| Песчаник | i=9 | | 15 | 4 | 4000 | 8000 |
| Песчаник | i=8 | | 20 | 6 | 6000 | 12000 |
| Алевролит | i=7 | | 10 | 5 | 5000 | 10000 |
| Алевролит | i=6 | | 5 | 5 | 5000 | 10000 |
| Аргиллит | i=5 | | 2 | 4 | 4000 | 8000 |
| Уголь | i=4 | | 1 | 1 | 1000 | 2000 |
| Уголь | i=3 | | 1 | 1 | 1000 | 2000 |
| Уголь | i=2 | | 1 | 1 | 1000 | 2000 |
| Песчаник | i=1 | | 7 | 4 | 4000 | 8000 |

Для качественной оценки характера распределения коэффициента концентрации вертикальных напряжений в угольном пласте при взаимном влиянии системы горных выработок первого и второго блоков (рис. 1) по результатам моделирования были построены 3D-графики (рис. 2).

а




б

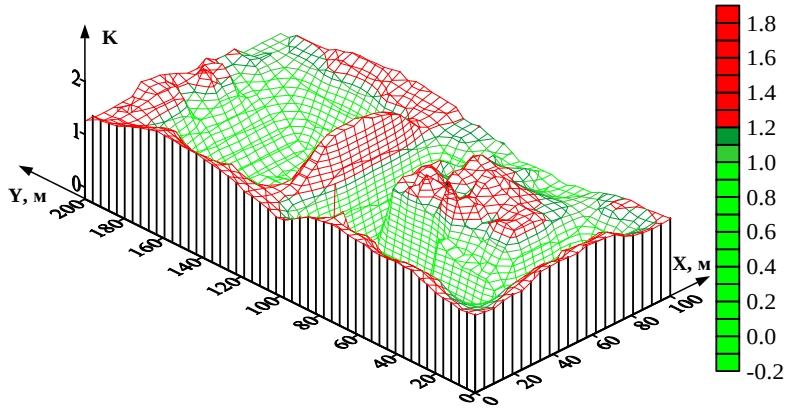



Рис. 2. Изолинии распределения коэффициента концентрации вертикальных напряжений при положении очистной заходки: а) X=40м, Y=83м; б) X=40м, Y=60 м

Установлено, что зоны опорного горного давления, в которых коэффициент концентрации вертикальных напряжений больше 1, формируются в краевых участках уголь-

ного пласта, т.е. в целике между блоками, краевых участках на границе модели и впереди очистного забоя.

Наибольший интерес представляют величины коэффициента концентрации вертикальных напряжений в зоне влияния очистной заходки, так как в этой зоне ведутся очистные работы и она является наиболее опасной для рабочих и выемочного агрегата. Из графиков следует, что непосредственно в отрабатываемом столбе и в его краевой части коэффициент концентрации вертикальных напряжений изменяется в пределах 1,2÷3,1, а в краевой части следующего выемочного столба его значения возрастают и достигают максимума в зоне влияния очистной заходки.

Из сравнения графиков на рис. 2, а и б следует, что по мере отработки выемочного столба коэффициент концентрации вертикальных напряжений в зоне очистной заходки отрабатываемого столба возрастает и достигает максимума в средней части выемочного столба.

В табл. 2 приведены полученные по результатам численного моделирования геомеханические и технологические параметры камерно-столбовой системы разработки. Согласно данным, приведенным в табл. 2, с увеличением коэффициента концентрации вертикальных напряжений возрастают минимальная ширина устойчивого угольного столба, ширина зон запредельного состояния в краевых участках отрабатываемого столба, площади и размеры подзавальных целиков в заходках.

Таблица 2

Геомеханические параметры камерно-столбовой системы разработки

| Ширина выработанного пространства $R$, м | Длина отработанного столба $r$, м | Коэффициент концентрации вертикальных напряжений $K$ | Минимальная ширина выемочного столба $b_{min}$, м | Размеры зоны запредельного состояния выемочного столба, м | | Площадь подзавального целика $S$, м$^2$ | Ширина ленточного целика в заходке $a_{лц}$, м |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | $l_1$ | $l_2$ | | |
| 10 | 17 | 1,26 | 4,51 | 0,61 | 2,03 | 5,82 | 0,56 |
| 18 | 17 | 1,68 | 6,55 | 1,08 | 3,60 | 8,80 | 0,47 |
| 26 | 17 | 2,10 | 7,91 | 1,39 | 4,65 | 10,69 | 0,42 |
| 34 | 17 | 2,48 | 8,93 | 1,63 | 5,43 | 11,92 | 0,38 |
| 42 | 17 | 2,82 | 9,73 | 1,81 | 6,05 | 12,25 | 0,34 |
| 10 | 40 | 1,46 | 5,61 | 0,87 | 2,88 | 7,44 | 0,51 |
| 18 | 40 | 1,89 | 7,25 | 1,24 | 4,14 | 9,80 | 0,44 |
| 26 | 40 | 2,30 | 8,47 | 1,52 | 5,08 | 11,39 | 0,39 |
| 34 | 40 | 2,68 | 9,41 | 1,74 | 5,81 | 12,40 | 0,35 |
| 42 | 40 | 3,02 | 10,17 | 1,92 | 6,38 | 12,35 | 0,32 |

Рост коэффициента концентрации и других параметров объясняется увеличением площади выработанного пространства и длины консоли зависания пород кровли, вес которой распределяется на краевые участки угольного пласта. Некоторое уменьшение ширины ленточного целика в заходке можно объяснить увеличением ширины столба, что подтверждается увеличением площади подзавальных целиков.

Ширина выработанного пространства и минимальная ширина выемочного столба связаны пропорциональной зависимостью (рис. 3). Наличие подобного графика для конкретных горно-геологических условий позволит оперативно выбирать минимальную ширину отрабатываемого столба при изменении длины выработанного пространства.

Методика позволяет расчитать не только ширину устойчивого целика между соседними камерами, но и барьерного целика, шириной (5-8) $b_{min}$, который оставляется между группой камер с целью предотвращения внезапного обрушения пород кровли и профи-

лактики эндогенных пожаров при отработке угольных пластов, склонных к самовозгоранию.

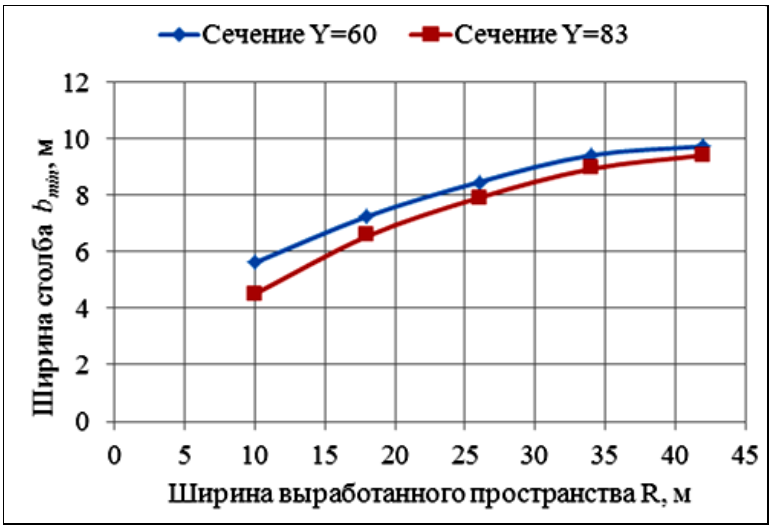



Рис. 3. Графики зависимости ширины столба от длины выработанного пространства

Таким образом, разработанная методика обеспечивает прогноз геомеханических параметров коротких очистных забоев на стадии разработки паспортов выемочных участков угольных шахт.

## Список литературы

1. Колесников А.П. Методика выбора рациональных параметров технологических схем очистной выемки угольных пластов гидрошахт Кузбасса / А.П. Колесников, А.Н. Златицкий, В.Н. Фрянов, В.В. Соин. – Новокузнецк, 1988. – 139 с.
2. Корнев Е.С. Моделирование геомеханических процессов при отработке угольных пластов короткими забоями / Е.С. Корнев // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сборник научных статей. – Новокузнецк, 2011. – С. 119-125.
3. Павлова Л.Д. Моделирование геомеханических процессов в разрушаемом углепородном массиве: Монография / Л.Д. Павлова.- Новокузнецк: СибГИУ, 2005.- 239 с.
4. Фрянов В.Н. Состояние и направления развития безопасной технологии подземной угледобычи/ В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова; Мин-во образования и науки РФ, Федер. Агентсво по образованию, Сиб. Гос. Индустриальный ун-т. Новосибирск: Издательство СО РАН , 2009. – 238с.

УДК 622.831.3

# ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ УБЫВАЮЩЕГО УГОЛЬНОГО ЦЕЛИКА НА ПУЧЕНИЕ ПОРОД ПОЧВЫ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

***Хомякова А.А., к.т.н. Никитина А.М., Риб С.В., Борзых Д.М.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Приведены результаты моделирования напряженно-деформированного состояния горных пород угольного пласта в окресности убывающего угольного целика при взаимном влиянии очистного выработанного пространства и передовой выработки, в том числе, диагональной печи и демонтажной камеры.

***Ключевые слова:*** пласт, почва, кровля, очистные и подготовительные выработки, угольный целик, механические напряжения, пучение пород почвы.

В настоящее время в горной науке проблеме управления состоянием пород почвы уделяется недостаточное внимание. Это связано с тем, что основные аварийные ситуации возникают при обрушении пород кровли, в виде вывалов, заколов, завалов, поломок крепи и т.д. Однако состояние пород почвы также оказывает существенное влияние на устойчивость и безопасность работ при эксплуатации выработок, т.к. происходит пучение пород почвы до 30-40 % от высоты выработки. На больших глубинах из-за существенного повышения горного давления увеличиваются деформации и напряжения, и в связи с этим усложняется процесс поддержания горных выработок. Следствием этого является проявление пучения пород почвы выработок.

Поэтому разработка технологических и технических решений по предотвращению пучения пород почвы является актуальной научно-практической задачей.

В работах Петрова А.И. и Разумняк Н.Я. рассмотрены интересные для горной науки факты. Авторы описывают причины внезапного проявления процесса пучения пород почвы горных выработок, находящихся как вне так и в зоне влияния очистных работ.

*Изменение параметров устойчивости почвы выработок вне зоны влияния очистных работ.* Вне зоны влияния очистных работ пучение почвы, представленной глинистыми и песчанистыми сланцами, происходит в результате упруго-вязко-пластического деформирования и увеличения объема пород при разрушении. Это вызывает образование в почве зон неупругих деформаций и разрушения, размеры которых возрастают во времени и приводят к пучению пород почвы до 500 мм и более. Зона разрушенных пород в почве выработки может достигать 5 - 6 м, а коэффициент расширения пород 1,06 - 1,10. Со временем скорости смещений пород почвы уменьшаются либо пучение прекращается [1].

Характеристика устойчивости пород почвы выработок в зоне влияния очистных работ. В зоне влияния опорного горного давления лавы пучение интенсифицируется. Максимальные скорости смещений кровли и почвы наблюдаются на некотором (от 5 до 30 м) расстоянии после отработки выемочного столба, затем они уменьшаются. В этой зоне смещения почвы достигают значительных величин (более 1000 м), требующих подрывки почвы, коэффициенты расширения пород почвы 1,10- 1,15, а зона разрушенных пород - 10 м.

По сравнению с подготовительными и капитальными выработками очистные выработки обладают некоторыми особенностями. Важнейшими из них являются:

- значительно большие размеры поперечных сечений и их изометричность;
- непрерывное движение забоя, обусловливающее постоянное изменение поля статических напряжений вокруг выработки, а также большую интенсивность воздействия технологических процессов (взрывных работ);
- существенно меньшее время эксплуатации.

Эти особенности очистных выработок определяют, в свою очередь, и специфические формы проявления горного давления в них.

В частности, значительные размеры поперечных сечений очистных выработок определяют увеличение зоны неупругих деформаций вокруг них по сравнению с капитальными и подготовительными выработками, в процесс деформирования пород вблизи очистных выработок вовлекается большее количество структурных неоднородностей низких порядков (крупноблоковой трещиноватости, геологических нарушений и пр.). Вследствие этого достаточно часто реализуются такие виды деформирования массива, как пластическое течение, вязкое деформирование и обрушение.

При некоторых сочетаниях уровня действующих напряжений и свойств пород в очистных выработках возможны и упругие деформации кровли с сохранением ее устойчивости, либо с внезапным разрушением в форме динамических проявлений горного давления [2].

*Исследование влияния убывающего целика на распределение смещений и напряжений вокруг разрезной печи, при приближении к ней очистного забоя.* Пучение возникает за счет повышенной концентрации напряжений вокруг выработки при ведении вблизи нее очистных работ.

Известно множество способов по предотвращению вспучивания пород почвы, но на данном этапе развития технологий существует мало методов прогноза пучения почвы в выработках и способов заблаговременного осуществления мероприятия по поддержанию устойчивости пород.

С использованием математического моделирования методом конечных элементов были проведены исследования влияния убывающего целика на горную выработку в ослабленном породными прослойками массиве горных пород. За основу взяты реальные данные пласта 50 шахты «Усковская». Для более наглядного представления изменений НДС массива горных пород [3] рассмотрено несколько вариантов расположения целика и выработок.

По данной методике исследуется разрезная печь, пройденная по пласту мощностью 2,61 м, на глубине 300 метров. Высота выработки соответствует мощности разрабатываемого пласта, а ширина ее составляет 4 метра. На расстоянии 1, 2 и 3 м в кровле и почве выработки расположены глинистые прослойки толщиной 0,05 метров. Идея заключается в определении напряжений и смещений, которые возникают вокруг выработки и вблизи выработанного пространства, за счет уменьшения ширины целика с 30 до 10 метров, с шагом уменьшения 10 метров (рис. 1).

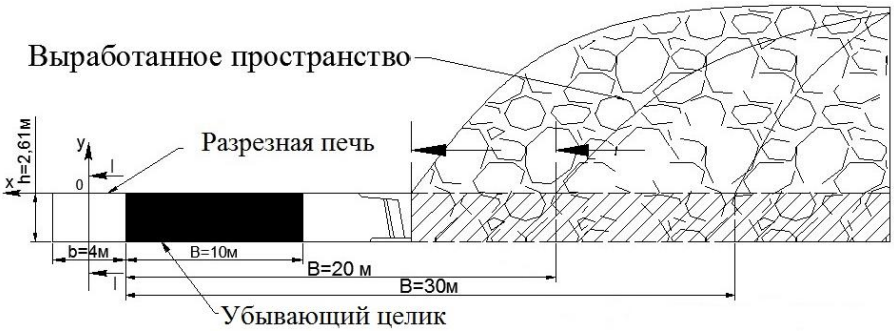



Рис. 1. Влияние убывающего целика на разрезную печь

На рис. 2 показано распределение полных вертикальных напряжений вблизи разрезной печи и очистного забоя, при ширине целика между ними 30 метров.

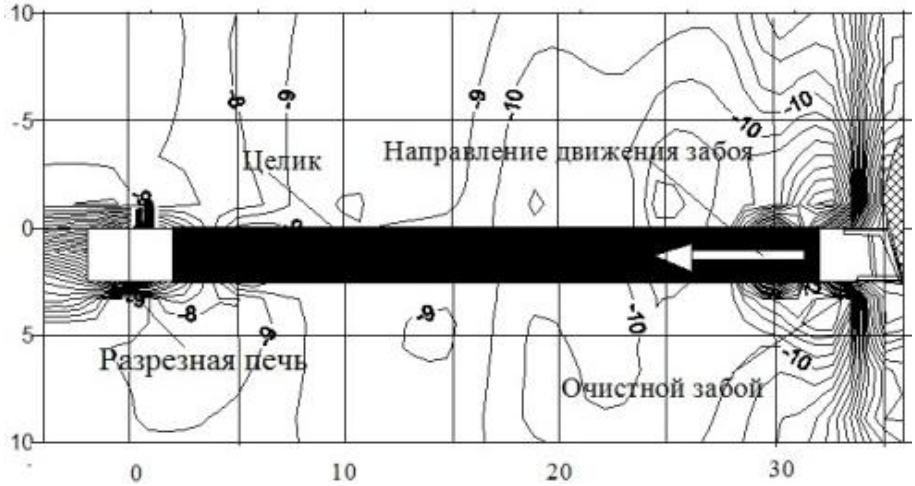



Рис. 2. Полные вертикальные напряжения при ширине целика 30 м

Из рисунка видно, что непосредственно у почвы разрезной печи, а также вблизи очистного забоя наблюдается повышенная концентрация напряжений. Вероятность про-

явления процесса пучения непосредственно в разрезной печи наибольшая. Похожее распределение напряжений наблюдается и при ширине целика 20 метров (рис. 3) и 10 метров (рис. 4).

Рис. 3. Полные вертикальные напряжения при ширине целика 20 м

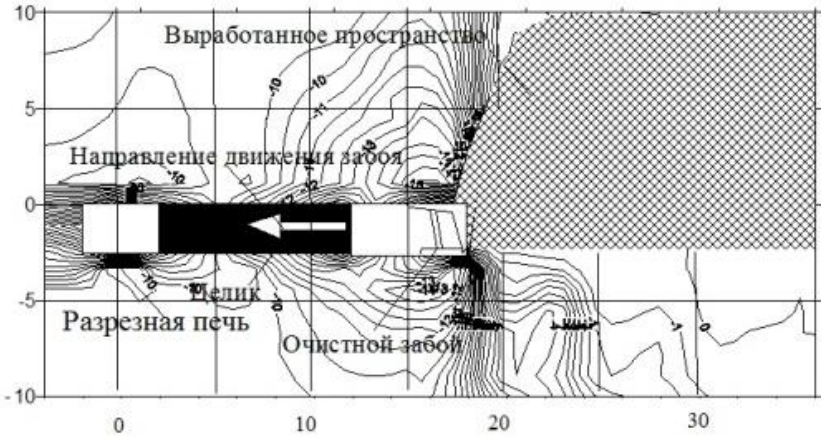



Рис. 4. Полные вертикальные напряжения при ширине целика 10 м

Характер распределения полных вертикальных напряжений во всех трех случаях одинаковый, то есть повышенная концентрация напряжений наблюдается непосредственно у почвы выработки и близи очистного забоя. Но можно заметить, что при ширине целика 30 м значения этих напряжений меньше, чем при ширине 10 м. Данную закономерность можно проследить на графике распределения полных вертикальных напряжений относительно расстояния от кровли выработки при ширине целика (В) 30 м, 20 м и 10 м (рис. 5).

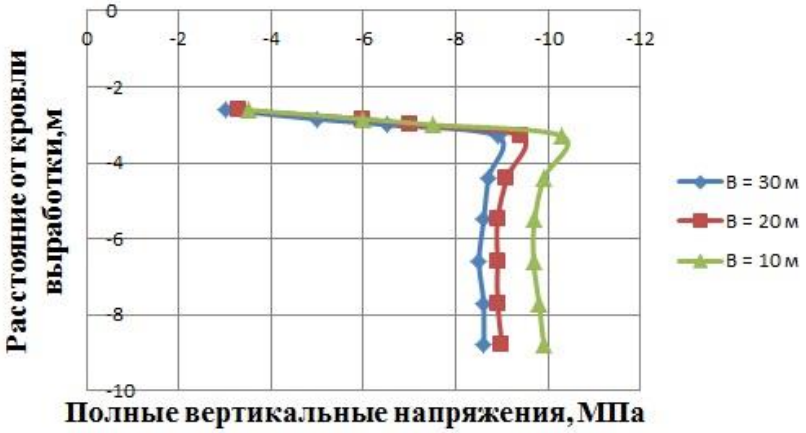



Рис. 5. Распределение полных вертикальных напряжений по оси выработки, при ширине целика (В) 30 м, 20 м и 10 м

Из графика видно, что чем меньше ширина целика, тем напряжения вблизи почвы разрезной печи возрастают. Также можно отметить, что непосредственно у почвы выработки напряжения имеют минимальные значения 3 МПа, а при удалении вглубь массива они резко увеличиваются до 9 МПа.

Резкой концентрацией и величиной отличаются дополнительные вертикальные и горизонтальные смещения. При рассмотрении графика дополнительных вертикальных смещений относительно расстояния от кровли выработки (рис. 6) можно заметить, что непосредственно у почвы выработки смещения имеют максимальные значения 24 мм. А по мере удаления вглубь массива они плавно уменьшаются и на расстоянии 6,5 м достигают 14 мм [1].

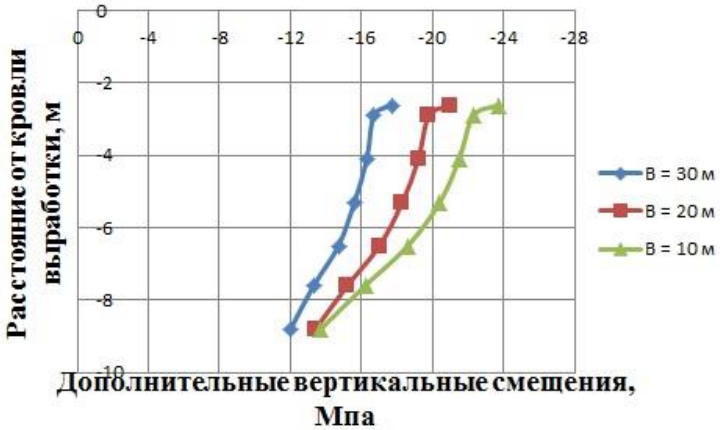



Рис. 6. Распределение дополнительных вертикальныхсмещений по оси выработки, при ширине целика (B) 30 м, 20 м и 10 м

Также по данным графика можно утверждать, что при уменьшении расстояния между очистным забоем и разрезной печью смещения вокруг последней увеличиваются.

Рассмотрев множество способов предотвращения пучения проведены исследования влияния щелевой разгрузки на интенсивность проявления пучения пород почвы выработок, чтобы проверить эффективность предложенного метода.

*Исследование влияния щелевой разгрузки на изменение напряженно-деформированного состояния геомассива в зоне влияния разрезной печи, находящейся на расстоянии 30 м, 20 м и 10 метров от очистного забоя.* Идея заключается в исследовании изменения напряжений и смещений вокруг разрезной печи при проведении в ней разгрузочной щели. Ширина щели составляет 0,15 метров, глубина – 2 м.

На рис. 7 показано распределение полных вертикальных напряжений вокруг разрезной печи и вблизи очистного забоя и влияние щелевой разгрузки на изменение этих напряжений.

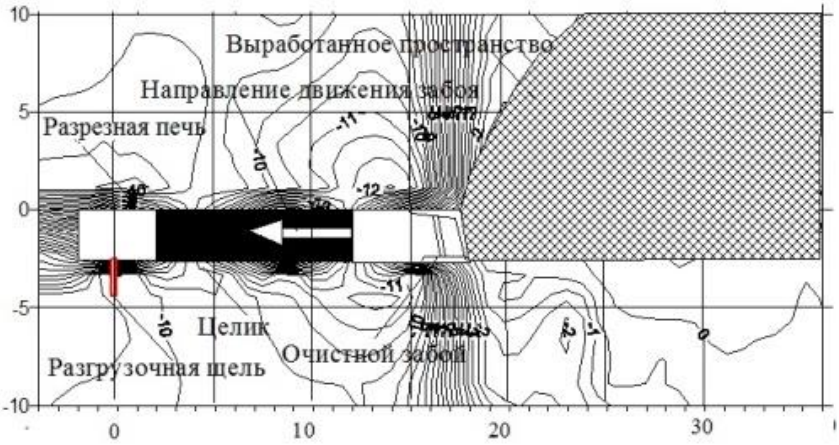



Рис. 7. Распределение полных вертикальных напряжений при проведении разгрузочной щели в разрезной печи, находящейся на расстоянии 10 м от очистного забоя

В ходе исследований выяснилось, что при проведении щели в разрезной печи концентрация напряжений вблизи ее почвы снижается в 2,0 – 2,5 раза, а сами напряжения уходят вглубь массива, что положительно влияет на устойчивость пород почвы выработки. Также можно отметить, что наибольший эффект щелевая разгрузка оказывает на разрезную печь, находящуюся на расстоянии 10 м от очистного забоя.

Отсюда следует, что щелевая разгрузка позволяет снизить вероятность возникновения процесса пучения в разрезной печи.

*Выводы.* На основании проведенных исследований можно отметить, что при приближении очистного забоя к разрезной печи, как напряжения, так и смещения вокруг нее увеличиваются. Это происходит из-за нестабильного проявления горного давления вблизи выработанного пространства, что негативно влияет на распределение напряжений вокруг разрезной печи и как следствие, возникновению в ней пучения пород.

Разработанная методика позволяет осуществлять прогноз устойчивости пород почвы выработки при приближении к ней очистного забоя и позволит заблаговременно использовать методы по уменьшению концентраций напряжений и смещений вокруг выработки.

Также необходимо отметить, что в качестве способа предотвращения пучения пород возможно применение щелевой разгрузки. Исследования показали, что эффективность ее применения увеличивается при уменьшении расстояния до очистного забоя.

*Работа выполнена при финансовой поддержке Министерсва образования и науки РФ. Проект № 2708*

**Список литературы**

1. Петров А.И. Механизация проведения подготовительных выработок [Текст]/ А.И. Петров [и др.] – М.: Недра 1988, 248с.

2. Разумняк Н.Я. Очистные работы на шахтах Российской Федерации: Справочное пособие [Текст] / Н.Я. Разумняк, Е.Ф. Козлов, А.И. Петров - М.: Недра, 1995-159с

3. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. - М.: Недра, 1987. - 221 с.

4. Никитина А.М. Геомеханическое обеспечение устойчивости подземных горных выработок в неоднородном углепородном массиве: монография [Текст] / А.М. Никитина, В.Н. Фрянов; СибГИУ. – Новокузнецк, 2009. – 199 с.

УДК 622.278

## ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ НЕОДНОРОДНЫХ УГОЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ МЕТОДОМ КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ

***Риб С.В., Басов В.В., к.т.н. Никитина А.М., Борзых Д.М.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Обоснована актуальность исследований, направленных на установление закономерностей деформирования неоднородных угольных целиков с целью обеспечения их устойчивости для поддержания охраняемых целиками горных выработок в рабочем состоянии. Приведены результаты численного моделирования параметров напряжённо-деформированного состояния неоднородного удароопасного угольного целика (в котором пробурены два ряда разгрузочных скважин) методом конечных элементов на примере горно-геологических условий шахты "Алардинская" по пласту 3-3а.

***Ключевые слова:*** Неоднородный угольный целик, численное моделирование, метод конечных элементов, горная выработка.

В связи с переходом на многоштрековую подготовку выемочных участков актуальной является проблема выбора оптимальной ширины устойчивых угольных целиков. Широкий целик приведёт к неоправданным потерям и уменьшению срока службы шахты, а эксплуатация узких целиков является опасной по условиям поддержания охраняемых целиками горных выработок.

На устойчивость угольных целиков влияют следующие основные факторы: глубина разработки, угол падения пласта, предел прочности угля и вмещающих пород, расстояние до выработанного пространства и др. Особое влияние оказывает неоднородность угольного пласта, т.е. наличие породных прослойков, твёрдых и пластичных включений, контактов пород кровли с пластом (пласты угля сложного строения). Несущая способность неоднородных угольных целиков ,как правило, отличается от однородных.

В Кузбассе распространены угольные пласты сложного строения. Так на одной из шахт Кузбасса при отработке пласта сложного строения "Полысаевский 2" был оставлен целик шириной 30 метров для охраны вентиляционного штрека №3 от вредного воздействия опорного горного давления под влиянием зависающих подработанных пород кровли вышележащих выемочных участков. Деформация целика привела к пучению пород в вентиляционном штреке №3 и отжиму угля с боков (рис. 1).

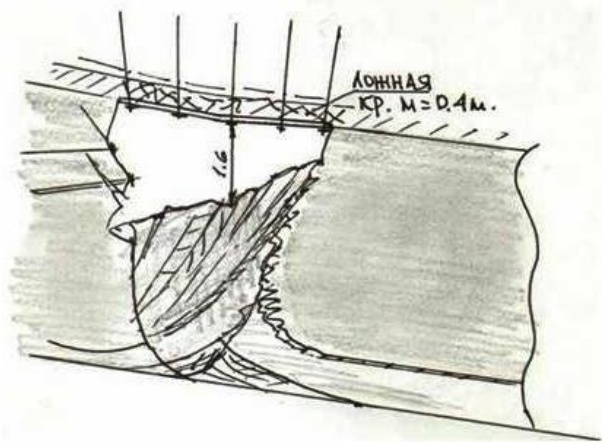



Рис. 1. Схема деформирования вмещающих выработку пород

Выход на высокий плановый уровень добычи в этих условиях сдерживается отсутствием достаточных знаний о структуре и свойствах пород, зависящих от обводненности, тектонических нарушений, зон повышенного горного давления и недостаточной изученности геомеханических процессов, происходящих в массиве горных пород.

Существующие нормативные документы и методики не учитывают влияния многообразия факторов и условий ведения горных работ на изменение геомеханического состояния неоднородных угольных целиков, а значит, по этим документам не представляется возможным определить геомеханические параметры, обеспечивающие безопасные условия добычи угля.

Количество породных прослойков, их мощность, пространственное положение по мощности пласта, различный предел прочности прослойков и включений, слабые или крепкие контакты пород кровли и целика требуют учёта их влияния при расчёте размеров неоднородных угольных целиков.

В этой связи актуальными являются исследования, направленные на установление закономерностей деформирования неоднородных угольных целиков с целью обеспечения их устойчивости для поддержания охраняемых целиками горных выработок в рабочем состоянии.

Для обоснованного выбора ширины неоднородных целиков с учётом горно-геологических условий и влияния горнотехнических факторов, предлагается проводить исследования на двух этапах:

- при проектировании технологических решений на стадии разработки проектной документации;
- при корректировке проектных решений по результатам мониторинга состояния целика в процессе ведения горных работ.

На первом этапе проводится численное моделирование геомеханического состояния неоднородных целиков методом конечных элементов для выявления закономерностей влияния неоднородностей пласта на устойчивость целика. В результате полученная совокупность выявленных зависимостей позволит определить ширину неоднородных целиков и прогнозировать их напряженно-деформированное состояние (НДС) для конкретных горно-геологических условий и горнотехнических ситуаций.

На втором этапе в процессе ведения горных работ после проведения горных выработок и формирования целика появляется дополнительная информация о структуре и свойствах пласта и вмещающих пород. Для пополнения информации проводится геомеханический мониторинг состояния горных выработок и целиков геофизическими методами, визуальными и инструментальными наблюдениями.

Авторами с использованием метода планирования эксперимента разработана программа исследований влияния горно-геологических и горнотехнических факторов на НДС неоднородных целиков, которая показана в табл. 1.

Ранее авторами уже получены промежуточные результаты влияния породных прослойков на НДС неоднородного целика [1], которые коррелируют с показателями, полученными в работе [2]. Кроме условий, обозначенных в программе исследований, может представлять интерес техногенное воздействие на состояние целика, а именно: разгрузочные скважины, анкера, различные способы упрочнения целиков. Разгрузочные скважины, в свою очередь, могут быть отнесены к техногенным неоднородностям в целиках.

В данной работе рассматривается численное моделирование геомеханического состояния неоднородных ленточных целиков (в которых пробурены два ряда разгрузочных скважин), посредством решения дифференциальных уравнений механики анизотропной среды методом конечных элементов [3,4]. В настоящее время в СибГИУ эта задача решается. Метод реализуется с помощью алгоритма и программного обеспечения, разработанных на кафедре геотехнологии и адаптированные для решения поставленных задач [3, 7].

Модифицированный к задачам настоящей работы пакет программ CoalPillar предназначен для моделирования процессов изменения смещений, напряжений и деформаций под влиянием природных полей напряжений и горных выработок в углепородном массиве. Авторские компьютерные программы выполнены на языке Фортран - 90 в среде программирования Microsoft Developer Studio. Визуализация и обработка полученных результатов проводится с помощью программы SURFER.

Для вычислительного эксперимента были выбраны горно-геологические условия шахты "Алардинская" по пласту 3-3а при отработке выемочного участка 3-32 (вынимаемая мощность пласта составляла 4,5 метра, полная мощность пласта 5,0 - 5,5 метров). В работе [5] достаточно подробно описано научное сопровождение отработки выемочного участка 3-32. В ходе выполнения научного сопровождения инструментальными наблюдениями выявлено изменение напряженного состояния межлавного целика и периодически фиксировался прогноз удароопасности категории ОПАСНО по нормативному документу [6]. Напряженное и удароопасное состояние межлавного целика при ведении очистных работ в лаве 3-32 снижалось при выполнении надлежащей разгрузки межлавного целика (бурение из вентиляционного штрека в целик скважин диаметром 250 мм длиной до 35 метров и в сторону выемочного участка). Для оценки процесса распределения напряжений решена плоская задача теории упругости о распределении напряжений в целике и вокруг подготовительной горной выработки.

Угольный пласт мощностью 5 м, предел прочности угля - 15 МПа, глубина от земной поверхности до кровли пласта 600 м. По пласту проведена горная выработка шириной 4,5 м, высотой 4,5 м, которая охраняется угольным целиком длиной 35 м от влияния выработанного пространства длиной 200м. По обе стороны горной выработки пробурены разгрузочные скважины. Принципиальная схема модели представлена на рис. 2.

Таблица 1

Программа исследований

| Наименование параметра | | Символ | Наименование показателя | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | размерность | базовое значение | пределы изменения | диапазон изменения |
| Ширина целика | | $b_{цел}$ | м | 10 | 2-40 | 2 |
| Форма целика | | $b_{цел}$ /h | | 5 | 3-15 | 1 |
| Мощность пласта | | m | м | 3 | 1-6 | 0,5 |
| Предел прочности угля | | $\sigma_{сжу}$ | МПа | 10,0 | 5,0-20,0 | 2 |
| Породные прослойки | мощность | $h_п$ | м | 0,5 | 0-1,5 | 0,1 |
| | предел прочности | $\sigma_{сж.п}$ | МПа | 20 | 5-60 | 5 |
| | количество | n | шт | 1 | 0-5 | 1 |
| | положение прослойки по мощности пласта | | | в средней части целика | в верхней части целика, в нижней части целика | |
| Минерализованные включения | мощность | $h_{м.в}$ | м | 1 | 0-1,5 | 0,1 |
| | предел прочности | $\sigma_{сж.м}$ | МПа | 10 | 10-200 | 10 |
| | ширина включения | $b_в$ | м | 0,5 | 0,5-20,0 | 0,5 |
| | количество | n | шт | 1 | 0-6 | 1 |
| | положение включения по высоте | | | в средней части целика | в верхней части целика, в нижней части целика | |
| | положение по вертикальной оси | | | по вертикальной оси | ассиметрично относительно оси | |
| | форма включения | | | куб | куб, плоскость, цилиндр | |
| Прочность пород | кровли | $\sigma_{сж.к}$ | МПа | 60 | 5-100 | 5 |
| | почвы | $\sigma_{сж.п}$ | МПа | 50 | 5-100 | 5 |
| Условия на контактах целиков с породами кровли и почвы | | | | неполное сцепление и сухое трение | полное сцепление; на контактах пластичные прослойки | |
| Длина очистного выработанного пространства | | L | м | 100,0 | 100-300,0 | 50,0 |
| Коэффициент концентрации напряжений | | K | | 1 | 1-6 | 1 |

Скважины в целике закладывались в два ряда в шахматном порядке Расстояние между скважинами в ряду 0,5 м, диаметр 250 мм. Расстояние между рядами - 0,5 м. Со стороны выемочного участка скважины закладывались в один ряд через 0,5 м диаметром 250 мм. В основу расчета расстояния между скважинами положена эмпирическая зависимость :

$$\sigma_{сж}^{скв} = \sigma_{сж.у} \cdot (1 - d \times n), \qquad (1)$$

где $\sigma_{сж}^{скв}$ - предел прочности угля при сжатии после проведения скважин, МПа; $\sigma_{сж.у}$ - предел прочности угля при сжатии до проведении скважин, МПа; d - диаметр скважины, м; n - количество скважин на 1 погонный метр выработки, шт./м.

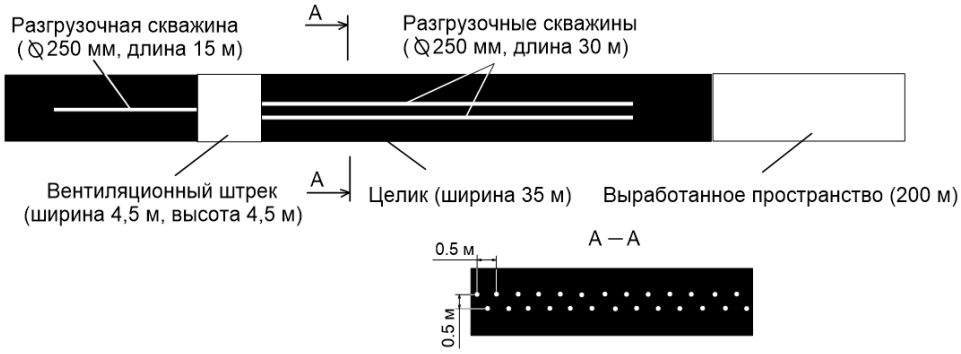



Рис. 2. Принципиальная схема модели

Так как в целике в верхнем ряду 2 скважины на 1 метр выработки, то по формуле (1) $\sigma_{сж}^{скв}$ принимается предел прочности угля 7,5 МПа, а в нижнем ряду 1 скважина в ряду, следовательно, $\sigma_{сж}^{скв}$=11 МПа (скважины располагаются в шахматном порядке, задача решается двумерная).

При этом проводилось исследование характера изменения полных вертикальных напряжений, коэффициента концентрации вертикальных напряжений, главных максимальных и минимальных напряжения без разгрузочных скважин и со скважинами.

В результате исследований выявлено, что НДС целика без скважин и с 2 рядами разгрузочных скважин практически не менялось (рис. 3), т.е. несмотря на применение мер по разгрузке массива, в целике преобладают опасные нагрузки.

Рис. 3. Распределение напряжений по ширине целика

При отработке выемочного участка №3-32 инструментальными наблюдениями была установлено, что меры по разгрузке целика оказались неэффективными[5]. Параметры применяемых мер по приведению целика во внеудароопасное состояние возможно корректировать и уточнять на основе результатов численного моделирования.

Разработанная модель численного моделирования позволяет прогнозировать параметры НДС угольных целиков на стадии разработки паспортов выемочных участков и другой проектной документации.

Исследования будут продолжены по следующим направлениям:

- численное моделирование НДС целиков методом конечных элементов для выявления закономерностей влияния пород на контактах;
- численное моделирование НДС целиков методом конечных элементов для выявления закономерностей влияния минерализованных включений;
- мониторинг состояния неоднородных угольных целиков для настройки математической модели;
- совершенствование методики определения параметров предельно устойчивых неоднородных угольных целиков при проектировании;
- разработка методики обеспечения работоспособного состояния неоднородных угольных целиков для охраны и поддержание горных выработок в течение всего их срока службы.

Предлагаемый алгоритм оценки устойчивости неоднородных целиков при изменении в широком диапазоне горно-геологических и горнотехнических условий позволит на стадии проектирования и мониторинга вовремя принять соответствующие профилактические мероприятия, что повысит безопасность горных работ.

*Работа выполнена при финансовой поддержке Министерсва образования и науки РФ. Проект № 2708*

**Список литературы**

1. Риб С.В. Закономерности распределения напряжений в неоднородных угольных целиках / Риб С.В.// Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых : сб. науч. ст. – Новокузнецк, 2008. – С. 148–153.

2. Артемьев В.Б. Охрана подготовительных выработок целиками на угольных шахтах: Монография / Артемьев В.Б., Коршунов Г.И., Логинов А.К., Ютяев Е.П., Шик В.М.// СПб.: Наука, 2009.- 231 с.

3. Павлова Л.Д. Моделирование геомеханических процессов в разрушаемом углепородном массиве: Монография / Л.Д. Павлова.-Новокузнецк: СибГИУ, 2005.- 239 с.

4.Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике [Текст] / А.Б. Фадеев. – М.: Недра, 1987. – 221 с.

5. Харкевич А.С. Опыт борьбы с удароопасностью угольных пластов в современных условиях и применяемых технологий угледобычи с использованием системы непрерывных инструментальных наблюдений / А.С. Харкевич // Сборник научных трудов ВНИМИ. Посвящен 100-летнему юбилею выдающегося горного инженера Б.Ф. Братченко / Отв. ред. Д.В. Яковлев. – СПб. : ВНИМИ, 2012. –с. 78-96.

6. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам (РД 05-328-99). В сб.: Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов) / Колл. авт. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2000. – 119 с.

7. Математическое моделирование процессов формирования напряжений и повреждений в геотектонических активных зонах углепородного массива под влиянием подземных горных выработок / В.Н. Фрянов, К.Д. Лукин, О.А. Петрова, В.О. Шеховцова, О.В. Фрянова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. - №8. – С. 131- 138.

УДК 622:519.635.4

# РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ПРОГНОЗА ПАРАМЕТРОВ ГАЗОВОГО КОЛЛЕКТОРА В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

***Поздеев И.А.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Обозначены актуальные проблемы газоуправления в выемочных участках при отработке газоносных угольных пластов. Поставлены цель и задачи исследований. Предложена методика оперативного прогноза параметров и динамики формирования газового коллектора с использованием математической модели, настраиваемой по результатам геологоразведки и мониторинга метановоздушной смеси.

***Ключевые слова:*** Геомассив, комплексно-механизированный забой, метановоздушная смесь, выработанное пространство, напряженно-деформированное состояние углепородного массива, метод конечных элементов

Стратегия развития угольной отрасли неразрывно связана с увеличением нагрузок на подземные очистные забои и проектированием выемочных участков мощностью не менее 2–3 млн. т угля в год. Однако техническое перевооружение, ориентированное на высокопроизводительную технику, с одновременным увеличением глубины ведения горных работ, вызвали значительный рост метановыделения в горные выработки шахт. В этих условиях безопасная отработка метаноносных пластов угля выполнима лишь при использовании эффективных методов управления газовыделением на выемочных участках [1-7].

В настоящее время одним из основных способов управления метановыделением в угольных шахтах является вентиляция шахт. Но вследствие увеличения глубины ведения горных работ и роста газоносности угольных пластов вентиляция имеет определенные ограничения. Анализ возможных путей интенсификации горных работ и практика применения высокопроизводительного оборудования в различных горно-геологических условиях свидетельствует, что наиболее эффективным, в будущие периоды, является управление газовыделением средствами дегазации. Опыт дегазации в угольных бассейнах России и за рубежом показал, что применение этого активного способа управления газовыделением способствует созданию безопасных условий труда в угольных шахтах [1, 2, 5, 7]. Однако существующие методы дегазации не обеспечивают дебит метана на устьях дегазационных скважин, равного 5-9 м$^3$/мин, который достигнут на шахтах развитых угледобывающих стран.

По результатам проведенного анализа имеющегося опыта управления метановоздушной смесью в зоне влияния очистных работ можно сделать следующие выводы:

- газодинамические явления наиболее полно изучены при равномерном движении очистного забоя или длительной его остановке, то есть действующие нормативные и методические документы, как правило, не в полной мере учитывают влияние неравномерной скорости подвигания очистного забоя на параметры газодинамических процессов;
- известные механизмы формирования газового коллектора в выработанном пространстве выемочного участка базируются на решении статических задач без учета неравномерности движения очистного забоя и изменения свойств подработанных пород, что не позволяет прогнозировать метановыделение из выработанного пространства в горные выработки при временных остановках комплексно-механизированного очистного забоя (КМЗ) или изменении скорости его движения.

В связи с изложенным, прогнозирование параметров формирования газового коллектора и путей миграции метановоздушной смеси, при неравномерном движении очист-

ных забоев угольных шахт, является актуальной задачей, необходимой для ритмичной и безаварийной работы высокопроизводительных КМЗ.

Целью работы является создание методики прогноза параметров газового коллектора в выработанном пространстве.

В соответствии с целью исследования поставлены следующие задачи:

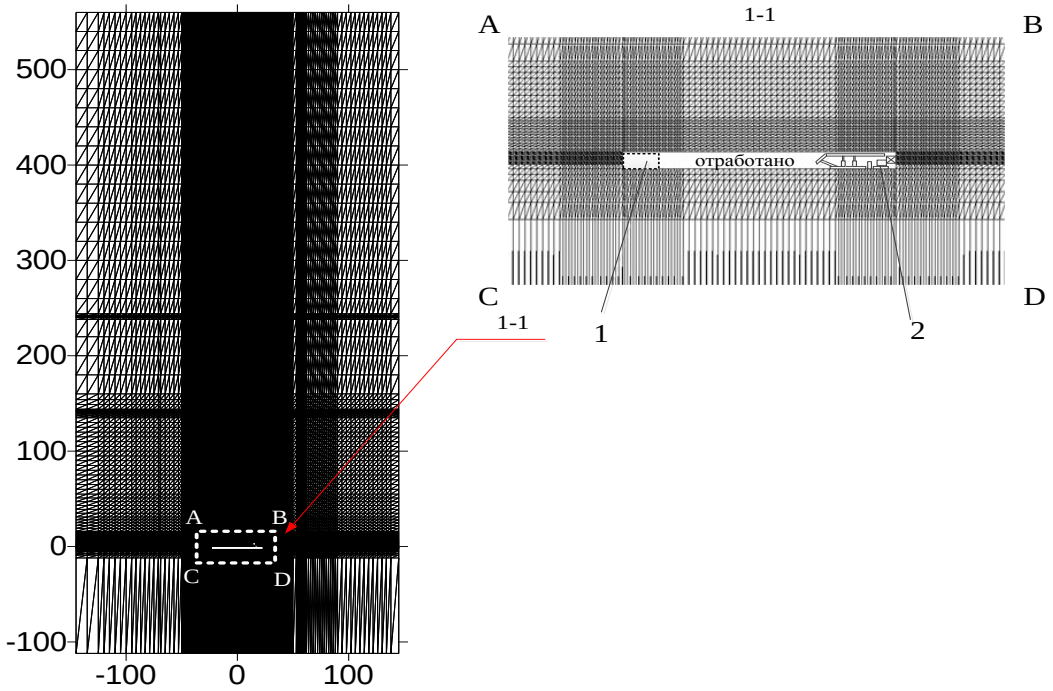
- моделирование напряженно-деформированного состояния (НДС) геомассива с использованием метода конечных элементов;
- выявление зон максимального скопления метана в выработанном пространстве с целью эффективной его дегазации;
- прогноз изменяющихся параметров газового коллектора при движении очистного забоя [8, 9].

Для решения поставленных задач предлагается использовать пакет компьютерных программ, разработанных в Сибирском государственном индустриальном университете и адаптированных для решения двумерной и трехмерной задач геомеханики, для прогноза механических, и плотностных свойств углепородного массива в зоне влияния очистного забоя.

Численное моделирование геомассива осуществляется с помощью метода конечных элементов.

В качестве объекта исследования принят углепородный массив шахтного поля ОАО ОУК «Южкузбассуголь» ООО «Шахта «Есаульская».

Глубина ведения горных работ 560 метров, вынимаемая мощность разрабатываемого пласта 26а составляет 2,1 метра. Для построения модели геомассив был разбит на 100 горизонтальных слоев в соответствии с данными, полученными при ведении геологоразведочных работ, и 200 вертикальных слоев с увеличением густоты сетки вокруг очистной выработки, что позволит получить величины смещения, деформаций и напряжений (рис. 1).




1- монтажная камера, 2- комлексно-механизированный очистной забой

Рис. 1. Модель геомассива в окрестности очистного забоя

Для изучения влияния движения очистного забоя на динамику напряженно-деформированного состояния массива и параметров газового коллектора выработанного пространства поэтапно моделировался отход очистного забоя от монтажной камеры (рис. 2).

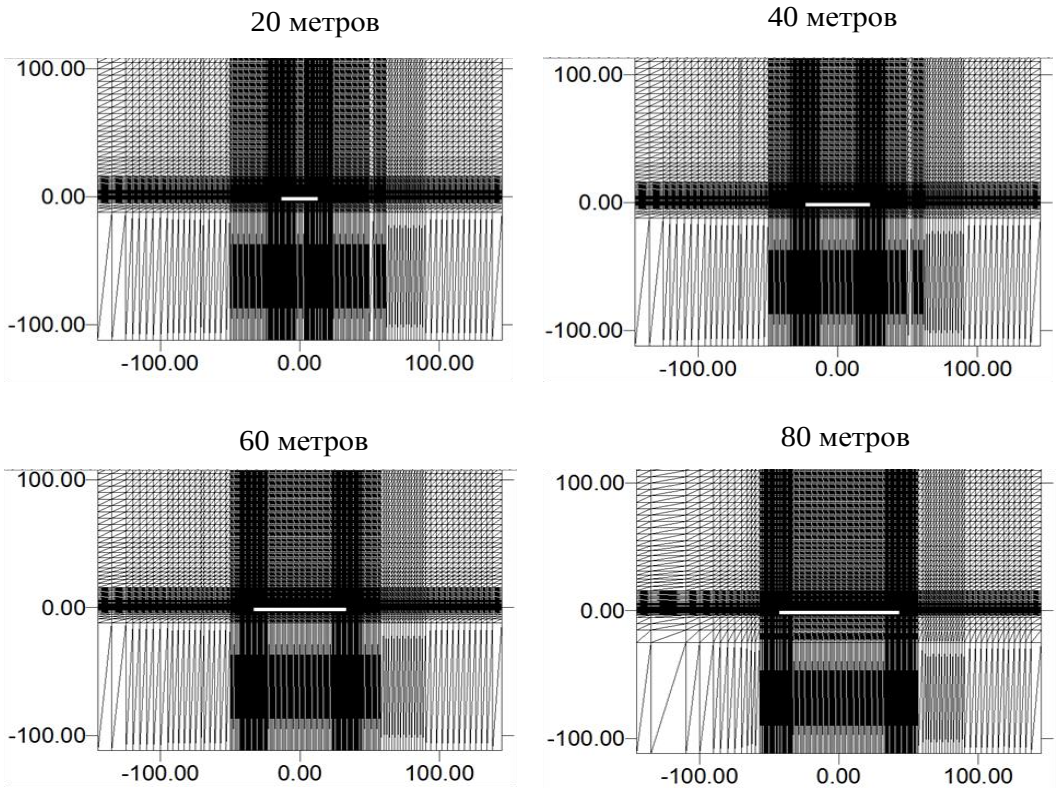



Рис. 2. Варианты расчетных моделей при разных расстояниях от монтажной камеры до очистного забоя

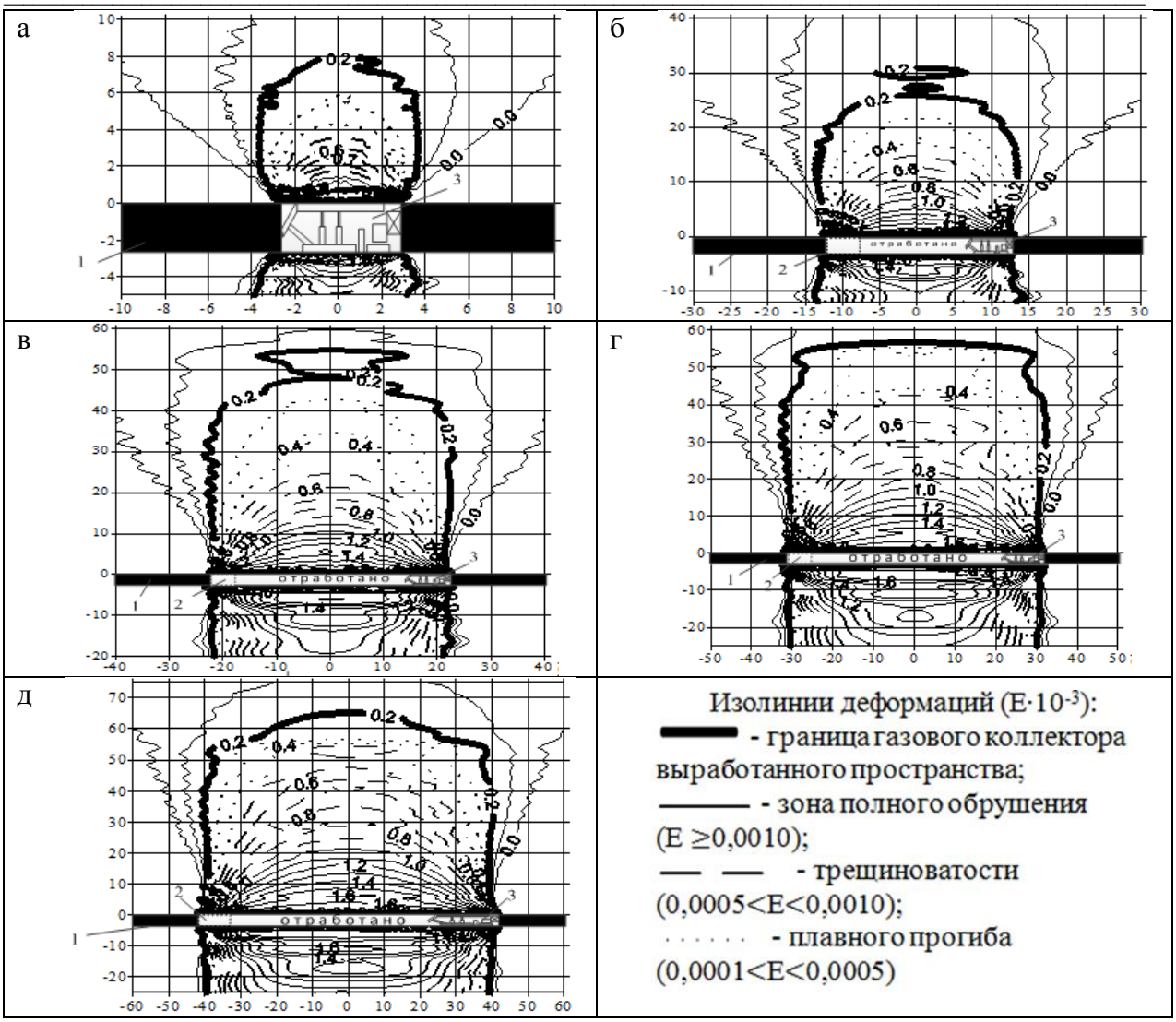
В результате моделирования движения очистного забоя определялись следующие параметры напряженно-деформированного состояния массива: смещения, деформации, напряжения, коэффициенты концентрации вертикальных напряжений, относительная деформация.

Для определения зон разрушения пород в окрестностях КМЗ использовали максимальные растягивающие деформации. Их выбор связан с тем, что горные породы, как правило, трещиноваты и при возникновении растягивающих горизонтальных и вертикальных деформаций происходит раскрытие трещин, формирование структурных блоков и их обрушение в выработанном пространстве в зонах полного обрушения кровли, трещиноватости и плавного прогиба. В почве происходит пучение пород также с образованием блочной структуры. В этих условиях метановоздушная смесь и метан с пластов-спутников заполняют образовавшиеся пустоты и формируется газовый коллектор.

На рис.3 приведены параметры газового коллектора при различной длине выработанного пространства, а на рис. 4 показаны графики изменения высоты зон полного обрушения, трещиноватости и плавного прогиба пород кровли по мере движения очистного забоя. Из этих рисунков следует, что по мере движения очистного забоя высота газового коллектора возрастает, то есть следует ожидать увеличение объема метановоздушной смеси по мере движения КМЗ от монтажной камеры до линии очистного забоя.

Установленные формы и размеры газового коллектора позволяют на стадии разработки проекта дегазации определять количество и пространственное положение дегазационных скважин в купол выработанного пространства. На рис. 5 показана двумерная модель выемочного участка 26-28 и купол газового коллектора, построенный на основе данных, полученных при моделировании.

Таким образом, по результатам проведенного исследования установлено что форма и размеры газового коллектора, а также границы полного обрушения кровли, трещиноватости, плавного прогиба удовлетворительно идентифицируются по предельным растягивающим деформациям пород кровли выработанного пространства.




1- угольный пласт, 2- монтажная камера, 3- очистной забой;

Рис. 3. Размеры газового коллектора при различном отходе очистного забоя от монтажной камеры: а) монтажная камера, б) отход очистного забоя от монтажной камеры на 20м, в) отход очистного забоя от монтажной камеры на 40м, г) отход очистного забоя от монтажной камеры на 60м, д) отход очистного забоя от монтажной камеры на 80м

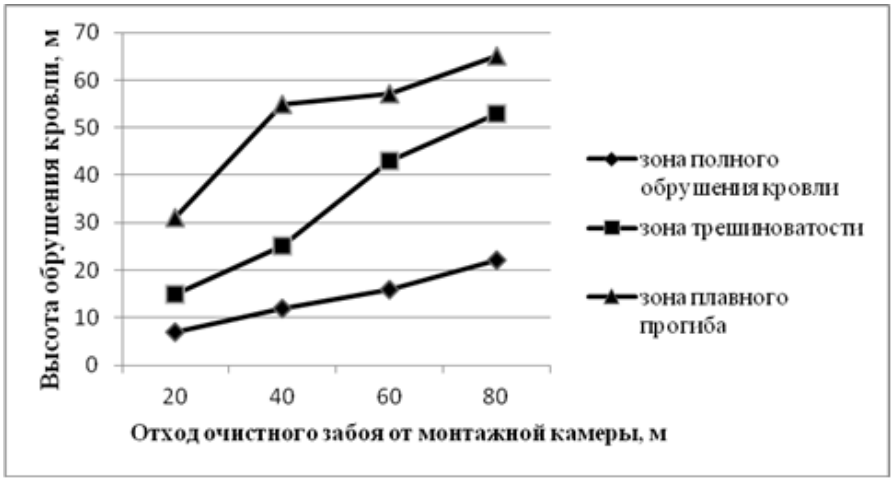
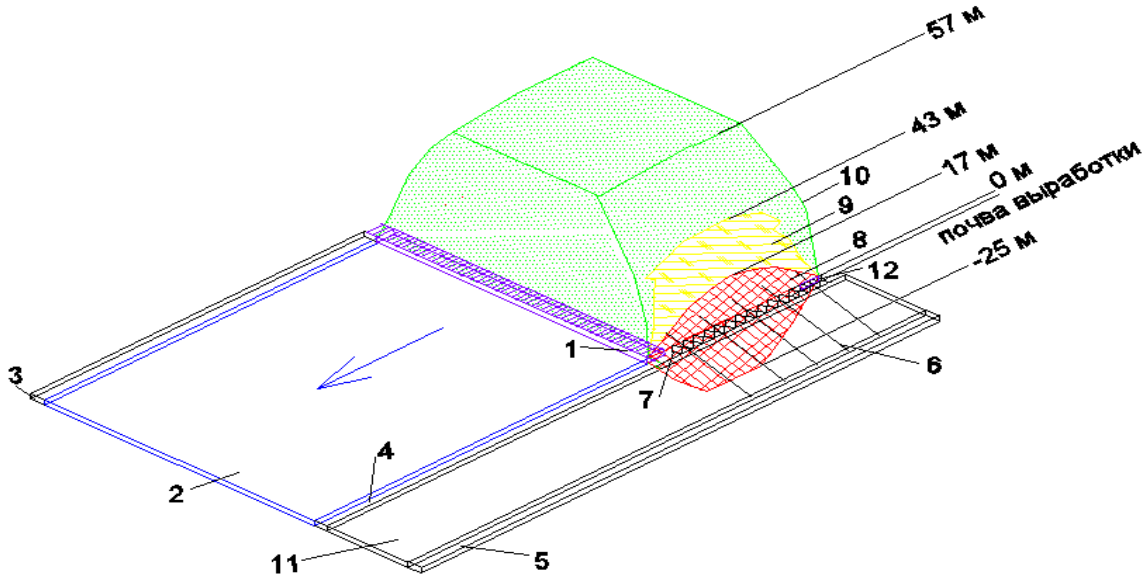



Рис. 4. Изменение зон различного НДС геомассива по мере движения очистного забоя




←———- направление движения очистного забоя;
1-очистной забой Лавы 26-28; 2- угольный пласт; 3- вентиляционный штрек 26-28;
4- ходок 26-53; 5- бремсберг 26-53; 6- дегазационные скважины; 7- погашенная выработка;
8- зона полного обрушения кровли (зона повышенного скопления метана);
9- зона трещиноватости; 10- зона плавного прогиба; 11- охранный целик угля;
12- монтажная камера

Рис. 5. Модель газового коллектора выработанного пространства при отходе очистного забоя от монтажной камеры на 60 м

.

Дальнейшей задачей исследования является прогноз объема метана в газовом коллекторе с учетом неравномерного движения КМЗ, динамика формы и размеров газового коллектора при вторичных посадках основной кровли, разработка рекомендации по пространственному расположению дегазационных скважин для дегазации выработанного пространства.

*Работа выполнена при финансовой поддержке Министерсва образования и науки РФ. Проект № 2708*

**Список литературы**

1. Подготовка и разработка высокогазоносных угольных пластов: Справочное пособие / А.Д. Рубан, В.Б. Артемьев, В.С. Забурдяев и др. – М.: Издательство «Горная книга», 2010.- 500с.

2. Пучков Л.А. Извлечение метана из угольных пластов / Л.А. Пучков, С.В. Сластунов, К.С. Коликов – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2002. – 383 с.

3. Ванжа Ю.П. Прогнозирование газовыделения и управление газопылевоздушной средой в шахтах/ Ю.П. Ванжа. – Томск: Издательство Томского университета, 1995.- 147с.

4. Айруни А.Т. Теория и практика борьбы с рудничными газами на больших глубинах / А.Т. Айруни. – М.: Недра, 1981. – 335с.

5. Мясников А.А. Борьба с газом в очистных выработках шахт/ А.А. Мясников, Л.Д. Колотовкин. – Кемерово: Кемеровское книжное издательство, 1975. –108 с.

6. Морев А.М. Дегазация сближенных пластов/ А.М. Морев, И.И. Евсеев. – М.: «Недра», 1975. – 168 с.

7. Поздеев И.А. Анализ газодинамических процессов и методов управления ими в зоне влияния очистных работ / И.А. Поздеев // Вестник СибГИУ. 2013. № 4. – С. 25-29.

8. Фрянов В.Н. Состояние и направления развития безопасной технологии подземной угледобычи/ В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова; Мин-во образования и науки РФ, Федер. Агентсво по образованию, Сиб. Гос. Индустриальный ун-т. Новосибирск: Издательство СО РАН , 2009. – 238с.

9. Павлова Л.Д. Методика расчёта нагрузок на механизированную крепь по длине забоя/ Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов, Е.С. Корнев// Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды: сборник научных статей. – Новосибирск, 2010. – С.81-85.

УДК 622.831.3

## НОВЫЕ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ

***к.т.н. Черных Н. Г.***
***ОАО «Гидроуглестрой»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** В работе изложены: новые способы подготовки и отработки запасов шахтных полей, разработки наклонного угольного пласта, открыто-подземной проходки вскрывающих горных выработок (стволов), получения пневмоугольного топлива (ПУТ), получения углеводородов нефти и газа и их количество; новые технические решения: проходческий комплекс, устройство для забойного пересыпа, очистной механизированный комплекс.

***Ключевые слова:*** способ, шахтное поле, угольные пласты, самоперемонтаж, РСС-скользящераспорный-скользящий, блок, модуль, проходческий и очистной комплексы.

### Введение

Значительное увеличение объемов добычи угля и снижение стоимости очистных и подготовительных работ, обусловленное уровнем концентрации и интенсификации очистных работ, должно осуществляться в результате совершенствования способов подготовки и отработки запасов шахтных полей как в благоприятных, так и в сложных условиях с использованием существующих высокоэффективных способов и высокопроизводительной очистной и проходческой техники, обладающих значительными резервами повышения производительности. Вниманию специалистов предложены авторские изобретения последних двух лет.

### 1. Новые геотехнологические решения

#### 1.1 Способ подготовки и отработки запасов шахтных полей [1]

Суть способа (рис. 1) заключается в том что отработку длинных выемочных столбов при системе разработки «Длинные столбы по простиранию» в плоскости пласта с пологим залеганием осуществляют в челночном порядке от фланга к флангу с выдачей полезного ископаемого на центрально расположенную промплощадку шахтного поля с технологическим разделением как подготовки, так и отработки выемочных столбов в пространстве и времени, при этом демонтажно-монтажные камеры в смежных столбах располагают соосно с проведением демонтажной и монтажной камер до подхода очистного механизированного комплекса (ОМК) к месту перемонтажа.

ОМК загоняют в демонтажную камеру без распора секции крепи как в заранее закрепленную камеру анкерной крепью с удлиненными с завальной стороны канатными анкерами-ограждениями.

Демонтаж и монтаж ОМК осуществляют блочно-тройками, используя механизм передвижения РСС- распорно скользящий-скользящий (без распора) с демонтажной камеры в монтажную с заменой быстроизнашивающихся выработавших ресурс элементов крепи в камере техосмотра, возведенной совместно с камерами по демонтажу и монтажу ОМК по пути движения блоков.

При устойчивой кровле демонтаж начинают с конвейерного штрека с самоходным передвижением тройки соответственно так же к конвейерному штреку в монтажную камеру новой лавы.

При слабой кровле демонтаж наоборот начинают с вентиляционного штрека с передвижением блочной тройки вдоль секций.

Данный способ ускорит заводку ОМК в демонтажную камеру, позволит без технических средств по доставке осуществить перемонтаж из лавы в лаву ОМК поблочно-тройками своим ходом, осуществить перемонтаж длинной лавы в 450м за 10 суток, 300м за 5-7 суток, что резко сократит непроизводительное использование ОМК.

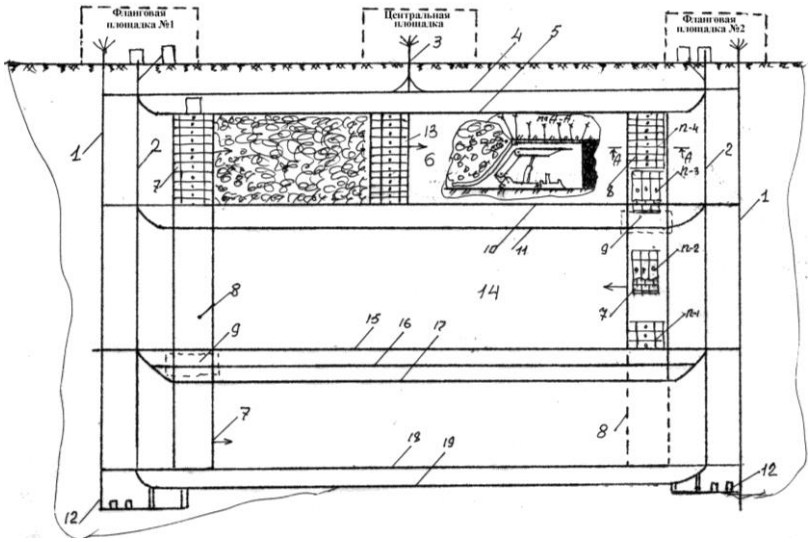



Рис. 1. Способ подготовки и отработки запасов шахтных полей по патенту РФ № 2513607

Угольный пласт шахтного поля вскрывают фланговыми конвейерными 1 и воздухоподающими 2 стволами с выходом на главный конвейерный ствол 3, путем проведения спаренных горных выработок с фланга промплощадки №1 из которых одна как основной конвейерный штрек 4, другая как вентиляционный штрек 5 первой лавы 6. Одновременно с проведением стволов 1, 2 с промплощадки №2 сооружают монтажную 7, демонтажную 8, техосмотра 9 камеры, с последующим проведением спаренных протяженных горных выработок 10, 11 по постоянной схеме. До начала очистных работ оборудуют водоотливы 12. До начала перемонтажа в очередную вторую лаву 14 завершают проведение 3-х устьевых протяженных горных выработок конвейерного 15, целикового 16 и вентиляционного 17 штреков, причем штрек 15 проходят по постоянной схеме с оставлением концевой головки ленточного конвейера на сопряжение с монтажной камерой.

**1.2 Способ разработки наклонного угольного пласта** [2]

Суть способа (рис. 2) заключается в том, что на пластах полезных ископаемых с наклонным залеганием отработку длинных лав ведут по системе разработки как и для пологих пластов за счет диагонального расположения линии очистного забоя к падению пласта и параллельным к ней расположением вскрывающих горных выработок в плоскости пласта, включая монтажно-демонтажные и техосмотровые соосные камеры с блочным способом перемонтажа своим ходом «тройками», с созданием в зоне ведения очистных работ пониженного горного давления в виде прямоугольного треугольника в плоскости пласта с расположением по диагонали ОМК с катетом опережения в верхней или нижней части очистного забоя.

При этом, элементы очистного механизированного комплекса (ОМК) для обеспечения диагональной линии очистного забоя и выемки полезного ископаемого длинными забоями секции механизированной крепи устанавливают по углу падения пласта с возможностью направленного движения по простиранию при различных углах наклона раздиагоналивания линии очистного забоя, а забой имеет конвейер с возможностью направ-

ленного перемещения вдоль простирания при его диагональном расположении к падению пласта, что достигается для ОМК с кинематической постоянной взаимосвязью секций крепи с забойным конвейером путем специальных устройств с выборочным креплением.

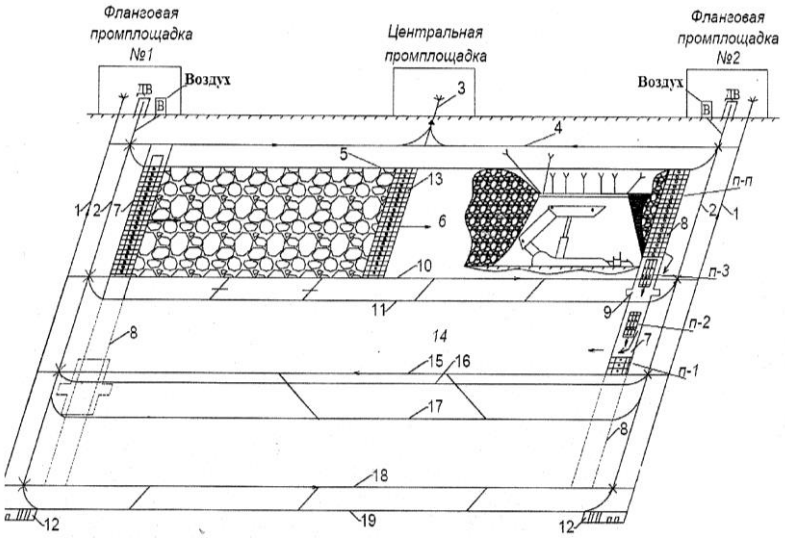



Рис.2. Способ разработки наклонного угольного пласта (решение о выдаче патента от 04.03.2014 г. по заявке № 2013101720)

Реализация изобретения позволяет обеспечить на наклонных пластах благоприятные горнотехничеб́ские условия, полноту извлечения запасов в пределах шахтного поля, использовать серийно выпускаемые ОМК для пологих и наклонных пластов с незначительной модернизацией и меньшей металлоемкостью из-за снижения горного давления и увеличения линии очистного забоя. Также обеспечивается эффективность использования ОМК за счет увеличения нагрузки на очистной забой, снижения потерь угля в целиках, сокращения сроков монтажа. Исследования, выполненные в Институте экономики и управления КузГТУ, показали, что экономический эффект достигает до 40 млн. руб. на 1 млн. запасов угля.

**1.3 Способ открыто-подземной проходки вскрывающих горных выработок (стволов)** [3]

Изобретение относится к горному делу, в частности, к проведению наклонных горных стволов. Техническим результатом является совмещение проведения устья и части выработки – ствола по наносам с оснащением промплощадки и увеличении скорости проведения стволов по наносам с исключением трудоемкого ручного труда.

Способ (рис. 3) включает предварительную поготовку фронта поготовительных работ путем оборудования промплощадки, согласно технологической схеме проходки стволов подземным способом, начиная с устья ствола и части ствола по наносам путем выемки с погрузкой грунта в забое ручным инструментом, выдачи грунта и доставки элементов крепи в разобранном виде концевой откаткой по стволу с установкой предохранительного барьера, сборки и установки металлокрепи в забое согласно шагу крепления с усилением в виде шестигранника электросваркой, проветривания вентилятором местного проветривания, откачки грунтовой воды из забоя насосами. Предварительно по заданному направлению до сооружения промплощадки с нулевой отметки пробирают по наносам открытую траншею землеройной техникой на длину, согласно горнотехноэкономическому расчету и паспорту проведения стволов, затем на дне траншей в наносах монтируют с нулевой отметки устье и горную выработку. Осушесвляется обратная засыпка траншеи, выработка оборудуется транспортными средствами, планируется промплощадка с эстокадой или краном, строится здание подъемной машины. При этом проветривание осуществляется за счет естественной тяги, воду откачивают землеройной техникой – ковшом экскаватора вместе с выемкой грунта.

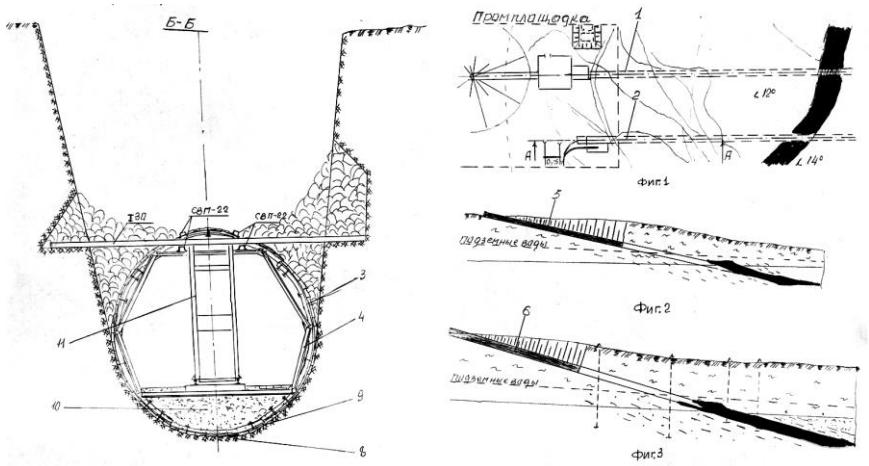



Рис.3. Способ открыто-подземной проходки вскрывающих горных выработок (стволов) (решение о выдаче патента по заявке № 2013104842)

**1.4 Способ получения пневмо-угольного топлива (ПУТ)** [4]

Способ сжигания порошкообразного топлива из угля общепринятый на теплоэлектростанциях (ТЭЦ) основного потребителя угольного топлива. По сравнению с газовым или мазутным топливом угольное топливо является многозатратным.

Задачей изобретения является найти способ добычи угля, чтобы этот вид топлива был конкурентоспособным по сравнению с другими видами топлива.

Задача решена за счет того, что уголь добывается в забоях угольных предприятий (УП) уже в порошкообразном виде за счет применения горных машин в забое со сколодробяще-всасывающим (СДВ) исполнительным органом (ИО) с локализацией газа метана и угольной пыли (рис. 4).

Транспортировка от забоя до котла ТЭЦ производится пневмотраспортными установками (ПТУ), включая горные машины с ИО типа СДВ в забоях УП и конечный терминал ТЭЦ, непрерывно и одновременно через последовательную серию полых частей ПТУ.

Таким образом, угольное топливо поступает на конечный терминал в готовом виде для вдувания воздухом в котлы ТЭЦ. Топливо получено без засорения в чистом виде непосредственно в забоях УП в порошкообразном виде с газом метаном (если он есть) и угольной пылью и доставлено в закрытых герметичных ПТУ. Конкурентность угольного топлива увеличится в несколько раз, только затраты на транспортировку от УП до ТЭЦ по сравнению с железной дорогой снизятся в два раза с улучшением экологии.

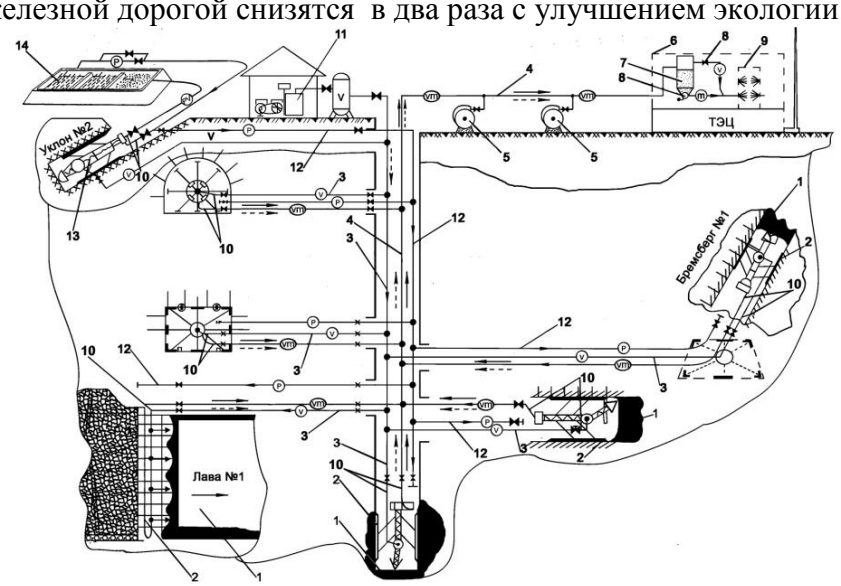



Рис. 4. Способ получения пневмо-угольного топлива (ПУТ) (решение о выдаче патента по заявке № 2012110275)

**1.5 Способ получения углеводородов – нефти и газа и их количества** [5]

Входящие в состав углеводородов и морской воды ингредиенты идентичны по химическому составу, что предопределило взять в качестве источника образования нефти морскую воду, содержащую углерод, измененной в количественном соотношении под действием термического и избыточного давления, природное явление можно реализовать искусственно с соблюдением параметров образования углеводородов.

Материки окружены морями с океаническими течениями. Морская вода через трещины пронизывает материки до геотермической среды. Образовавшаяся паросоленая смесь, вытесняясь создаваемым избыточным давлением, мигрируя конденсируется с образованием нефти, газа и подземной пресной воды. При переходе морской воды в пресную образуются 0,03 кг нефти с каждого м$^3$, что позволяет по количеству истекаемой пресной воды определить количество образуемой нефти в данном месторождении, регионе.

Известные месторождения по добыче нефти и газа расположены в прибрежной части морей и океанов и на их дне, что так же подтверждает об источнике образования углеводородов из морской воды, а так же и тем, что нефть молодеет.

Не исключается, что морская вода или ее продукты переработки в «бойлере» земной коры распространяются интенсивно вглубь материков по разломам земной коры, как например в районе озера Байкал с его подпиткой пресной водой и нефтью от вблизи «работающего бойлера».

Таким образом, содержание заявления на изобретение решает спорную и в целом осознанную проблему, которая не может быть разрешена ни каким другим способом, при этом удельное значение затрат на добычу углеводородов уменьшается в разы.

Зная приток подземной пресной воды на земном шаре, или в отдельном регионе, нетрудно определить, используя выявленную закономерность (методику) в заявлении на изобретение, углеводородный потенциал в недрах нашей планеты и ресурсы углеводородов в открытых месторождениях.

Изобретение относится к топливно-энергетической промышленности и направлено на решение проблемы, связанной с устойчивым получением и добычей углеводородов – нефти и газа, и определением их количества. Обеспечивает исключение спада добычи углеводородов и поддержание ее на необходимом уровне. Сущность изобретения: способ включает месторождение углеводородов – нефти и газа, эксплуатационные скважины (рис. 5).

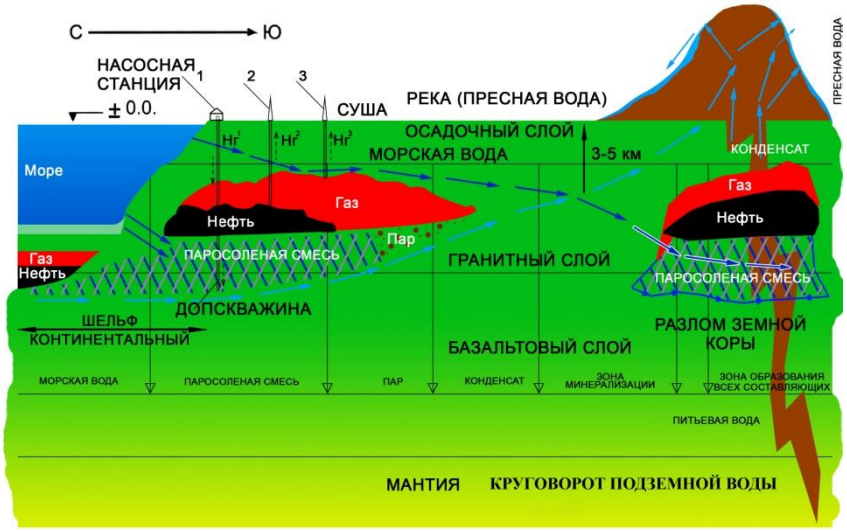



Рис. 5. Способ получения углеводородов – нефти ии газа и их количество по патенту РФ № 2513782

Согласно изобретению в отрабатываемое месторождение подают морскую воду через дополнительно пробуренную углубленную скважину до точки кипения в недрах зем-

ной коры – «бойлер», с учетом получения из 1м$^3$ закачиваемой морской воды приблизительно 0,03кг углеводородов, что является частью нефти из морской воды. То же самое осуществляют и в создаваемом искусственном месторождении. Для этого предусматривают бурение скважин до «бойлера», где через одни скважины закачивают морскую воду, а через другие скважины добывают углеводороды из недр земной коры по мере их накопления.

**2.Новые горнотехнические решения**

**2.1 Проходческий комплекс**

Проходческий комплекс для проведения и крепления горных выработок.

Сущность изобретения заключается в том, что проходческий комбайн снабжен крепильщиком (рис. 6), элементы конструкции которого в транспортном положении не выступают за габариты проходческого комбайна по его ширине и длине и свободно вписывается при перемещении в рабочем положении в параметры горной выработки от минимального до максимального, согласно технической характеристике комбайна.

Обеспечивается совмещение выполнения операций по креплению горной выработки с отбойкой и креплением с разделением процесса крепления на два захода при обработке забоя комбайном на один шаг крепления, согласно паспорта крепления.

Крепильщик не подвергается демонтажу при перегонах комбайна из одной выработки в другую, при развороте и проведении новой выработки с измененными параметрами.

Обеспечивается надежность конструкции и удобство обслуживания. Только совмещение основных операций проходческого цикла: отбойка, погрузка, крепление увеличивают скорость проведения горных выработок и производительность труда проходчика в 3,2 раза при кровлях средней и выше устойчивости, при кровле слабой устойчивости в 1,5 раза. Конструкция крепильщика универсальная, пригодна для всех типов проходческих комбайнов, комплексов.

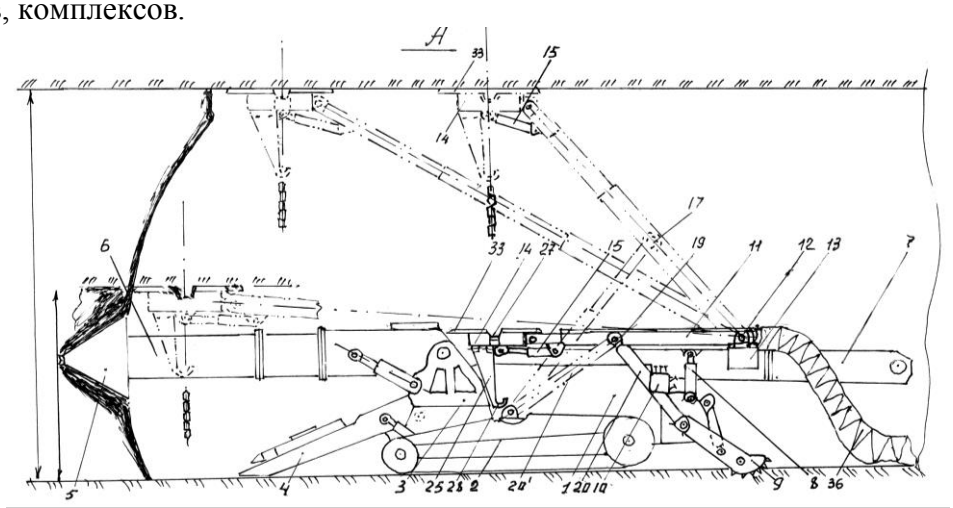


Рис.6. Проходческий комплекс (по патенту РФ № 2498062)

**2.2 Устройство для забойного пересыпа**

Устройство для забойного пересыпа, включающее основание концевой головки забойного конвейера с сферическими шарнирными направляющими разгрузочного стола, основание штрекового конвейера с крепью сопряжения, домкратами передвижки и направления, с секцией хвостового барабана, переходным рештаком, отличающееся тем, что основания концевой головки забойного конвейера и штрекового ленточного конвейера совмещены в вертикальной плоскости и снабжены вырезами бокового (крестового) пересыпа по оси штрекового конвейера, причем длина выреза забойного конвейера больше ширины выреза штрекового конвейера на величину допустимого смещения забойного конвейера относительно штрекового и равна длине шарнирных направляющих, при уста-

новке сферической опоры разгрузочного стола на оси места пересыпа горной массы на штековый конвейер сферы с направляющими не устанавливаются (рис. 7).

Основание штрекового конвейера в месте пересыпа выполнено в виде разгрузочного стола, телескопически взаимосвязанного с рамой концевой головки забойного конвейера и шарнирно с ней сферической опорой.

Рама концевой головки забойного конвейера снабжена окнами для размещения грузовой и холостой ветви штрекового конвейера, причем длина окон выполнена с учетом допустимого смещения забойного конвейера относительно штрекового в пределах длины шарнирных направляющих.

Рама основания штрекового конвейера снабжена окнами для размещения холостой ветви забойного конвейера.

Сферическая опора разгрузочного стола устанавливается снизу под вырезом бокового (крестового) пересыпа, или сверху над ним, причем снизу – над холостой ветвью штрекового конвейера.

Секция хвостового барабана штрекового конвейера снабжена местом для распорного устройства с проушинами и отъемной рамой от рамы основания штрекового конвейера.

Прижимной барабан и наклонный став штрекового конвейера выполнены с возможностью замены на поджимной барабан холостой ветви в горных выработках достаточной высоты для размещения забойного пересыпа.

При забойном конвейере, кинематически не связанном с секциями крепи в лаве, длина выреза бокового (крестового) пересыпа забойного конвейера меньше длины штрекового на разгрузочном столе на величину возможного смещения и равна длине шарнирных направляющих.

Переходной рештак снабжен шарнирными кронштейнами, ребрами жесткости и является опорой для установки дробилки перед забойным пересыпом. Для уменьшения суммарной высоты забойного пересыпа (например, с дробилкой) холостую ветвь транспортерной ленты размещают над коромыслом с установкой отклоняющего барабана. Основание штрекового конвейера снабжено на входе холостой ветви вертикальными роликами, на выходе грузовой ветви – выносной роликоопорой.

Длина выносной приподнятой роликоопоры перекрывает линейный став штрекового конвейера на длину не менее длины линейной секции с возможностью ее демонтажа при работающем конвейере и съема грузовой ветви с линейных роликоопор, то же для съема холостой ветви с роликоопор линейной секции с расположением съемной опоры внутри линейного става, при этом опора выполнена с возможностью поворота, как в горизонтальной, так и регулируемой в вертикальной плоскости для свободного размещения внутри линейного става ленточного конвейера и сверху перекрыта кожухом для исключения попадания на ленту демонтируемых деталей става конвейера.

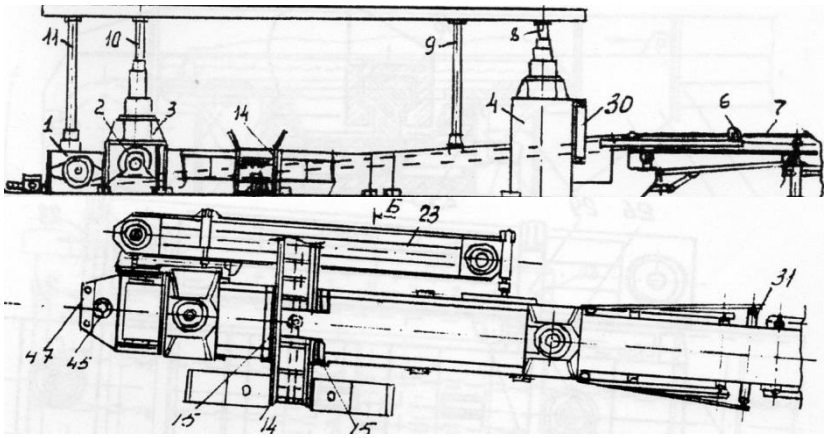



Рис. 7. Устройство для забойного пересыпа, патент РФ № 2498076

**2.3 Очистной механизированный комплекс**

Очистной механизированный комплекс (ОМК), включающий (рис.8): механизированную крепь из секций, содержащих основание с серьгой толкателя домкрата передвижения; забойный конвейер вдоль линии очистного забоя по падению пласта, содержащий рештаки с проушинами, связанные между собой шарнирно с неизменными местами крепления; ограждения, перекрытия с козырьками; головной привод, забойный пересып, отличающийся тем, что ОМК выполнен «раздиагоналенным» - с углом расположения в плоскости пласта к прилегающим горным выработкам на 45 градусов и снабжен «раздиагоналенными» механизмами взаимосвязи, между ступенчато «раздиагоналенными» секциями крепи с «раздиагоналенным» забойным конвейером, из подвижных и неподвижных упоров-фиксаторов с цилиндрами регулирования и передвижения из их взаимного положения с неизменным расположением забойного конвейера относительно точки пересыпа горной массы на забойный погрузочный пункт.

Механизм взаимосвязи изменения места крепления домкрата передвижения к конвейеру выполнен в виде шарнирной шпунтовой связи, содержащей перфорированную отверстиями направляющую, закреплённую к рештаку и подвижного шпунта-кронштейна с неподвижным шпунтом-упором, взаимосвязанных цилиндром регулирования.

Шпунтовая перфорированная направляющая с отверстиями может быть съемной, с креплением через проушины рештака с её проушинами пальцем, и, как вариант, жёстко, как одно целое с рештаком.

Подвижной шпунт-кронштейн снабжён отверстиями для взаимосвязи с серьгой толкателя домкрата передвижения и для цилиндра регулирования на выступающей части и отверстием для фиксации, при необходимости, внутри перфорированной направляющей.

Неподвижный шпунт-упор снабжён отверстием с пальцем для крепления цилиндра регулирования и отверстиями для фиксации в перфорированной направляющей при перестановке шпунта-упора. Ограждение секций крепи выполнено с учётом максимального смещения смежных секций при максимальном раздиагоналивании линии очистного забоя.

Толкатель домкрата передвижения выполнен раздвижным с фиксацией необходимой длины через отверстия с пальцем и, как вариант, с гидропатроном.

Козырёк перекрытия секций крепи со стороны забоя снабжён механизмом раздиагоналивания с учётом изменения положения линии очистного забоя и выполнен в виде выдвижных пластин, взаимосвязанных спереди шарнирной раздвижной шпунтовой рамой с возможностью выдвижения гидроцилиндрами шарнирно взаимосвязанных со шпунтовой рамой направляющей и козырьком, а шпунты шарнирно с пластинами.

Рис.8. Очистной механизированный комплекс (заявка № 2013100375/03.
Бюл. № 25, 2013

Шпунтовая рама снабжена шарнирно-откидным фартуком удержания краевой поверхности пласта, с гидроцилиндром, взаимосвязанным с фартуком и козырьком, посредством сферических опор.

Секции крепи с рештаками кинематически и гидравлически (гидросхема) выполнены поблочно (тройками) с единым пультом управления и возможностью передвижения без распора в демонтажную камеру и перемонтажа, с передвижением в монтажную камеру поблочно (тройками), своим ходом, с «балкой» в виде рештаков забойного конвейера.

## Список литературы

1. Патент РФ № 2513607, Способ подготовки отработки запасов шахтных полей/Н. Г. Черных, В. И. Клишин, В. В. Мельник, Ю. Н. Кузнецов. Бюл. № 11, 2014.
2. Заявка № 2013101720/03, Способ разработки наклонного угольного пласта/ Н. Г. Черных, В.И. Клишин, В. В. Мельник и др. Положительное решение от 04.03.2014.
3. Заявка № 2013104842/03 Способ открыто-подземной проходки вскрывающих наклонных горных выработок (стволов)/Н. Г. Черных, В. В. Мельник, Т. Н. Сильченко. Положительное решение от 09.04.2014.
4. Заявка № 2012110275. Способ получения пневмоугольного топлива (ПУТ)/ Н. .Г. Черных.
5. Патент РФ № 2513782 Способ получения углеводородов – нефти и газа и их количества/Н. Г. Черных. Бюл. № 11, 2014.
6. Патент РФ № 2498062 Проходческий комплекс/Н. Г. Черных, Бюл. № 31, 2013.
7. Патент РФ № 2498076 Устройство для забойного пересыпа/ Н. Г. Черных. Бюл. № 31, 2013.
8. Заявка № 2013 100375/03 Очистной механизированный комплекс ОМК/Н. Г. Черных, В. В. Мельник, Т. Н. Сильченко. Бюл. № 25, 2013.

# ЭКОНОМИКА
# ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ

УДК 622.85:622.882.003

# ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ОТКАЗА ОТ ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ ПО ВОЗВРАТУ В СЕЛЬСКОХОЗЯЙСТВЕННЫЙ ОБОРОТ РАНЕЕ РЕКУЛЬТИВИРОВАННЫХ ПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ

***д.т.н. Зеньков И.В.***
***Специальное конструкторско-технологическое бюро «Наука» КНЦ СО РАН***
***г. Красноярск, Россия***

***Аннотация.*** Представлен алгоритм определения затрат на вовлечение в сельскохозяйственный оборот ранее рекультивированных породных отвалов угольных разрезов; обоснован вывод об экономической нецелесообразности применения существующих технологий горнотехнической рекультивации земель.

***Ключевые слова*:** угольные разрезы, породные отвалы, рекультивация земель, экономика рекультивации, сельскохозяйственное направление рекультивации.

Одной из стратегий восстановления нарушенных агроландшафтов является рекультивация вскрышных отвалов, создаваемых угольными разрезами при добыче угля. Для принятия решения о дальнейшем применении существующих технологий горнотехнической рекультивации необходимо провести оценку затрат на ввод в сельскохозяйственный оборот ранее рекультивированных отвалов.

Результаты комплексных исследований поверхностей рекультивированных отвалов свидетельствуют о низких качественных и количественных показателях восстановленных земель. Вследствие этого необходимо проведение организационно-технологических мероприятий для доведения указанных показателей до нормативных значений. Перечень основных видов работ по повышению продуктивности земель рекультивированных породных отвалов представлен на рис. 1.

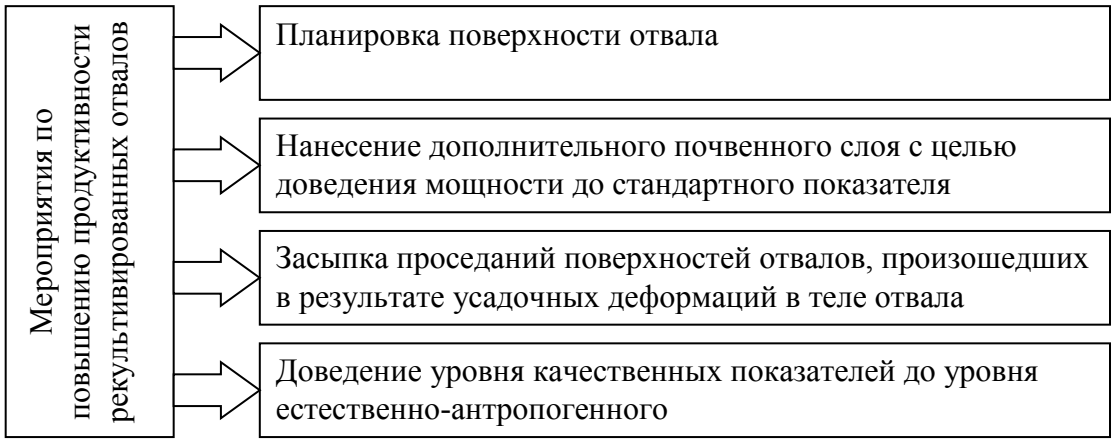



Рис. 1. Перечень основных видов работ в технологии восстановления земель ранее рекультивированных отвалов

Алгоритм оценки финансовых вложений на вовлечение в сельскохозяйственный оборот земель рекультивированных отвалов представлен на рис. 2.

Планировку поверхности отвалов проводят при несоответствии параметров рельефа нормативным требованиям. Ресурсные вложения в этот вид работ определяются количеством машино-смен соответствующего оборудования (бульдозеры, грейдеры) и напрямую зависят от площади отвала, на которой требуются планировочные работы. Затраты на планировку участка отвала площадью 100 га составят от 90 до 120 тыс. руб. Статья расхо-

дов на этот вид работ имеет удельный вес 5-10 % в структуре общих затрат на вовлечение в оборот рекультивированных поверхностей отвалов.

Рис. 2. Блок-схема модели определения затрат на вовлечение в сельскохозяйственный оборот земель рекультивированных отвалов

Доведение мощности почвенного слоя на отвалах согласно ГОСТ требует снятия плодородного слоя почвы (ПСП) в горном отводе и транспортировки его до отвала. Затраты на этот вид работ определяются расстоянием транспортировки и объемом ПСП. Уровни финансовых затрат в увязке с объемом перемещаемого ПСП на рекультивированные отвалы площадью 100 га и дальностью его транспортировки представлены графически на рис. 3. Статья расходов на этот вид работ имеет удельный вес 30-35 % в структуре общих затрат.

Нанесенный почвенный слой на сданных в сельскохозяйственный оборот поверхностях отвалов характеризуется низкими качественными показателями. Как правило, биологический этап рекультивации проблемы доведения качественных показателей рекультивированных земель до уровня естественно-антропогенного не решает. Для решения этого необходимы ресурсные вложения в повышение продуктивности рекультивированных земель. На практике в агропромышленном комплексе эффективным направлением повыше-

ния естественного плодородия считается внесение органических и минеральных удобрений. Затраты на этот вид работ определяются расстоянием транспортировки органических удобрений в необходимом объеме. Последний рассчитывается исходя из нормативных значений в увязке с фактическими показателями плодородия рекультивированных земель. Статья расходов на этот вид работ имеет удельный вес 35-40 % в структуре общих затрат.

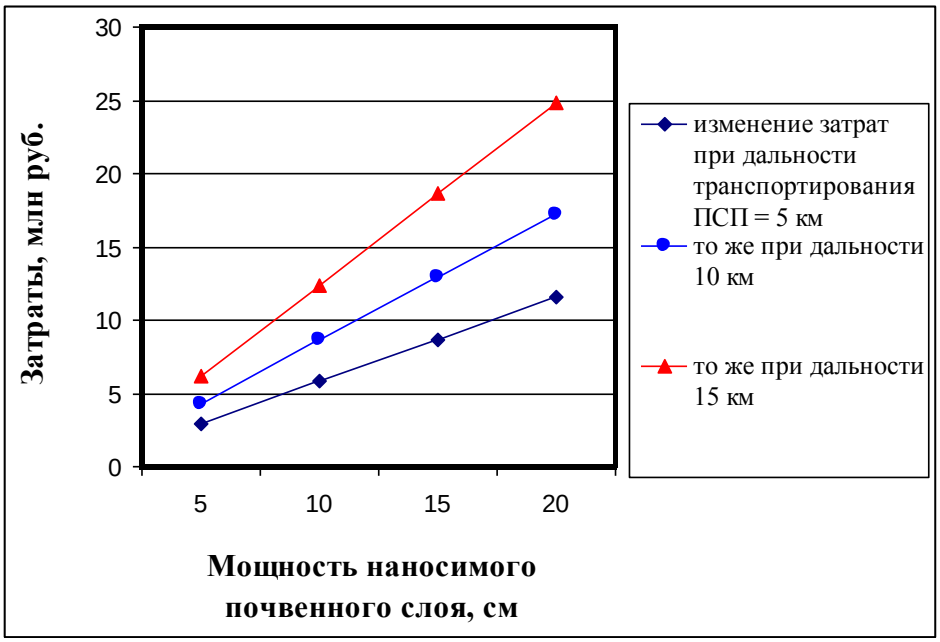



Рис. 3. Изменение затрат на доведение мощности рекультивированного почвенного слоя на поверхности отвалов до нормативных показателей

Наличие в рельефе отвалов понижений требует заполнения их потенциально плодородными породами (ППП). Нанесенный ранее почвенный слой перемещают бульдозером к линии излома рельефа, далее в основание отсыпают ППП с учетом толщины насыпаемого сверху ПСП. Мощность последнего принимается равной 0,5 м. Затраты на этот вид работ определяются расстоянием транспортировки вскрышных пород и ПСП. Статья расходов на этот вид работ имеет удельный вес 20-25 % в структуре общих затрат.

Итак, суммарные затраты на все виды работ при вовлечении ранее рекультивированных отвалов в сельскохозяйственный оборот составляют 9-12,0 млн. руб. на каждые 100 га площади отвалов, что является серьезным обоснованием для отказа от существующих технологий горнотехнической рекультивации земель.

УДК 622.85:622.882.003

## ПРОГНОЗНАЯ ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ ПО РЕКУЛЬТИВАЦИИ ПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ

***д.т.н. Зеньков И.В.***
***Специальное конструкторско-технологическое бюро «Наука» КНЦ СО РАН***
***г. Красноярск, Россия***

***Аннотация.*** Представлена прогнозная экономическая оценка производства работ по рекультивации земель, нарушаемых в ходе добычи угля открытым способом в основных угледобывающих регионах Сибирского федерального округа.

***Ключевые слова:*** угольные разрезы, технологии рекультивации земель, экономика рекультивации, прогнозная оценка, затраты на рекультивацию земель.

В бывшем СССР в горнодобывающей отрасли плодородный слой почвы (далее ПСП) угольные разрезы вместе с породой верхнего вскрышного уступа вывозили в отвалы. Сложившаяся ситуация была исправлена путем начала работ по рекультивации нарушенных земель практически на всех горных предприятиях в 1970 г.

Решением научных проблем в области рекультивации занимались многочисленные отраслевые проектные и научно-исследовательские институты. В результате была обоснована необходимость и целесообразность проведения горнотехнического этапа (4 технологических процесса) и биологического этапа (3 земледельческого процесса) в рекультивации породных отвалов.

Все, что достигнуто в горнотехнической рекультивации земель, – использование, начиная с 1970 г. в технологиях рекультивации горнотранспортного оборудования, применяющегося на угольных разрезах, на основных работах. Плодородный слой почвы мощностью 0,3-0,4 м снимается с земельных участков горного отвода, занятых пашней, сенокосами и пастбищем. На снятии ПСП на протяжении более 40 лет применяется бульдозерная техника – С-100 в начале периода, а в настоящее время тяжелые бульдозеры типа ДЭТ-250 и их зарубежные аналоги. Бульдозеры – основное оборудование, которое используется на различных операциях технического этапа рекультивации – как правило, не связаны жестко с другими выемочными и транспортными машинами в технологической цепочке: снятие, погрузка, транспортирование, разравнивание ПСП на породных отвалах. Погрузка ПСП из временных складов осуществляется экскаваторами с емкостью ковша 1,5-10,0 м$^3$. На породные отвалы ПСП вывозится в железнодорожных думпкарах 2ВС-105 или автосамосвалами грузоподъемностью 55-130 т.

Прогнозная оценка затрат на рекультивацию выполнена для следующих угледобывающих предприятий, масштабно занимающихся рекультивацией: СУЭК-Красноярск, СДС-уголь, Кузбассразрезуголь, Востсибуголь (рис. 1).

В модели принимались следующие показатели и их значения: затраты на биологический этап рекультивации – 40000 руб/га; затраты на снятие ПСП – 11,8 руб/м$^3$; затраты на погрузку ПСП из бурта и транспортировку его до временного склада хранения – 16,0 руб/м$^3$; затраты на погрузку ПСП из бурта в технологический транспорт и транспортировку ПСП на отвал 50,0 и 60,0 руб/м$^3$ соответственно железнодорожным и автомобильным транспортом; затраты на погрузку ПСП на отвале и его транспортировку до мест его планировки – 16,0 руб/м$^3$; затраты на грубую планировку отвала и разравнивание ПСП бульдозером – 14,8 руб/ м$^3$.

Землеёмкость горных работ принимается из расчета для Востсибуголь в пределах 3-5 га/млн т добытого угля, для СУЭК-Красноярск в пределах 1,5-3,0 и 15-30 для СДС-уголь и Кузбассразрезуголь.

Точки на графике, расположенные в контурах фигуры *ABCD* определяют уровни затрат на рекультивацию земель в указанных диапазонах землеемкости добычи угля. Расчеты выполнены в ценах 2013 года. При финансовом планировании неизменный уровень затрат приведет к реальному их сокращению в 10-летнем периоде под действием инфляции, что в свою очередь скажется на снижении объемов работ по рекультивации в 2,0-2,5 раза. Возможная ситуация представлена фигурой *PQRL*. В конфигурации последней отражены тренды инфляционных ожиданий. Наиболее вероятностные изменения затрат прогнозируется в контурах фигуры *EMFK*, что определяется не ростом объемов по рекультивации, а обесцениванием денежных средств в 10-летнем периоде оценки.

На графике весьма наглядно высвечивается тенденция значительного увеличения уровней финансовых потоков со стороны угледобывающих предприятий на производство работ по рекультивации породных отвалов.

Итак, в целом анализируя фактическое состояние рекультивированных отвалов, система «цель-затраты» не выдерживает никакой критики, поскольку существующие подходы в виде устойчивых сложившихся стереотипов, предложенные в 70-80 гг. многочисленными

научными коллективами, существующая законодательная и нормативная база предопределяют вложение значительных финансовых и материальных средств угольных разрезов.

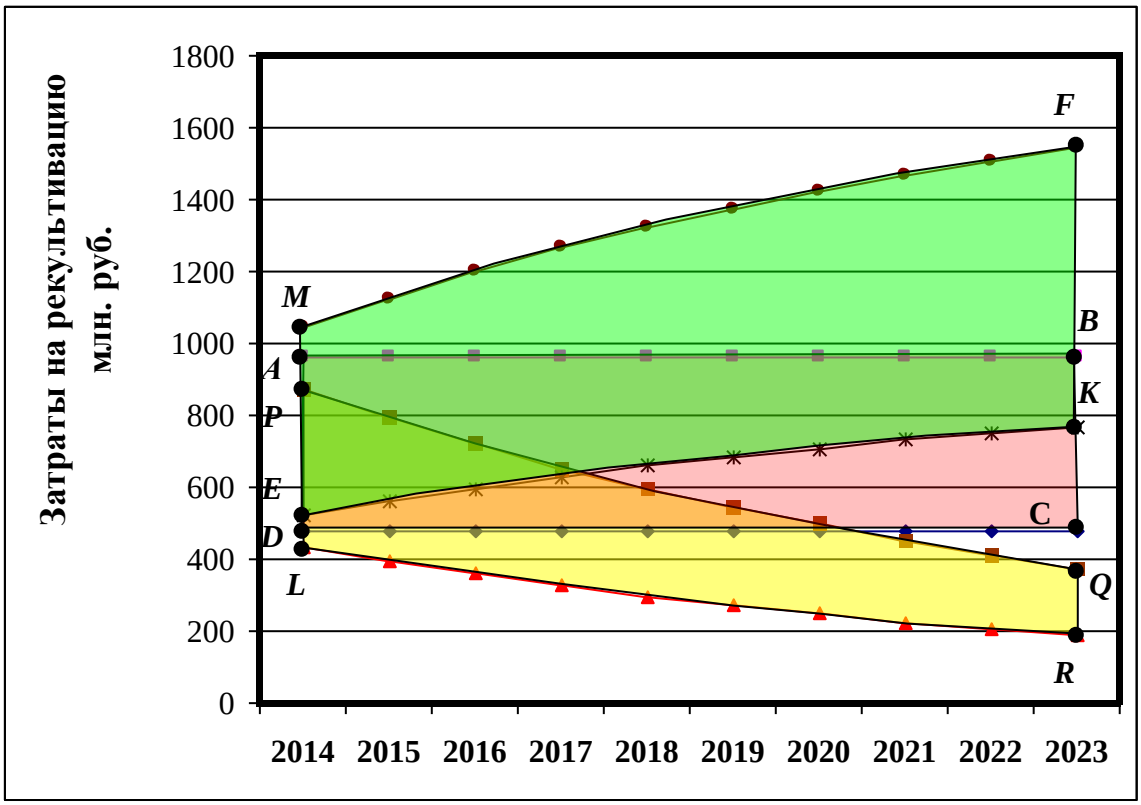



Рис. 1. Прогнозная оценка изменения затрат на рекультивацию отвалов

В результате получаем экологический результат, весьма и весьма далекий от природного совершенства – потери почвенной оболочки, достигающие 80-85 %, снижение содержания гумуса в рекультивированных землях в 1,5-2,0 раза, разрушение архитектуры отвалов под воздействием водной эрозии и др.

УДК 622.013

## СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ РАЗВИТИЕ И ТРУДОВЫЕ РЕСУРСЫ ТЕРСИНСКОГО ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО РАЙОНА

***Михайлов А.Ю., Варфоломеев Е.Л.***
***Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Рассмотрен вопрос социально-экономического развитие и трудовые ресурсы Терсинского геолого-экономического района, который позволит ввести в эксплуатацию дополнительные производственные мощности по добыче коксующихся и энергетических углей. Для освоения района потребуется профессионально трудовые ресурсы более 3 тыс. человек и 18 тыс. человек в других смежных отраслях и инфраструктуре

***Ключевые слова:*** экономика горнодобывающих регионов, численность населения, трудовые ресурсы, производительность труда, геолого-экономический район, производственные мощности.

Терсинский геолого-экономического район (ГЭР) большей частью территориально входит в Новокузнецкий муниципальный район Кемеровской области РФ [1] и представ-

ляет собой потенциальный участок для ввода в эксплуатацию дополнительных производственных мощностей по добыче коксующихся и энергетических углей, развития горных работ угольной промышленности Кузбасса.

Необходимость развития Терсинского ГЭР обусловлена: сокращением разведанных геологических запасов в России; поиском новых рабочих мест для высвобождающихся горных специальностей соседних геолого-экономических районов; социально-экономическим интересом Правительства РФ, Администрацией Кемеровской области и Новокузнецкого района.

Кузбасс – угольный бассейн, где запасы угля имеют площадное залегание [2]. Для освоения Терсинского ГЭР необходимы разветвлённые транспортно-энергетические коммуникации и профессиональные трудовые ресурсы соответствующего уровня подготовки [3], поэтому исследования проведенные в ИУ СО РАН показали, что для увеличения объемов промышленных запасов [4] и поддержания существующего объема добычи угля в Кузбассе в течение 3 – 5 последующих лет Терсинский геолого-экономического район является перспективным участком, широкую подготовку к освоению которого необходимо начать в 2015 – 2016 гг.

В 2003 г. в Терсинском геолого-экономическом районе были расположены села Георгиевка, Славино, Краснознаменка, Макариха, Ячменюха, Исаево и поселки Усть-Аскарлы, Осиновое Плесо, Мутный, Загадное, Чистая Грива, Увал. В 2013 г. количество поселений не увеличилось. По данным Территориального органа Федеральной службы государственной статистики по Кемеровской области общая численность постоянно проживающего сельского населения в них на начало 2013 г. уменьшилась и составила 1628 чел. В 1994 г. в районе проживало 2301 чел. (рис. 1).

Новокузнецкий административный район образован в 1924 г., районный центр г. Новокузнецк. Площадь территории 13,2 тыс. км$^2$, в том числе: сельхозугодия 13,5 % (из них пашня – 5,7 %); леса – 75,8 %; воды – 1,1 %; прочие земли – 9,6 %.

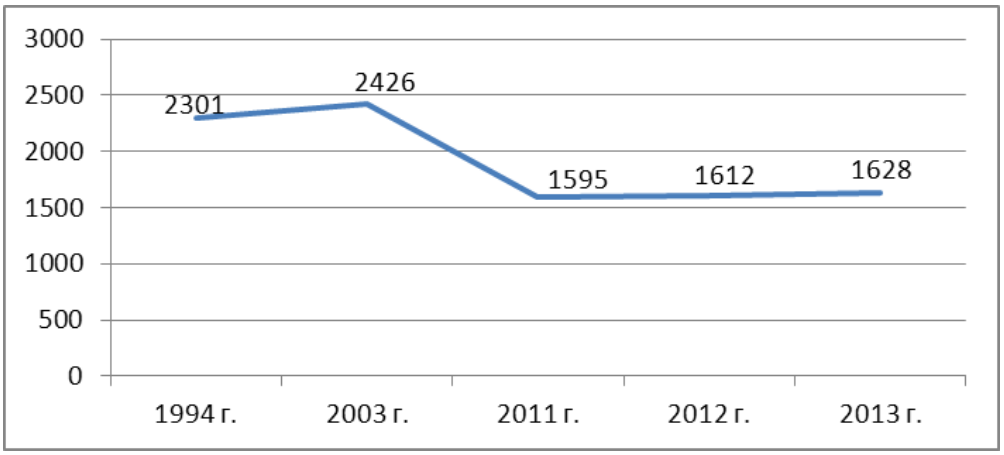



Рис. 1. Численность постоянно проживающего сельского населения в Терсинском ГЭР, чел.

Численность населения в Новокузнецком районе (без г. Новокузнецка) составляет 51,4 тыс. чел. (на 01.01.2013), из них 85% занято сельским хозяйством. Средняя плотность населения – 3,9 чел./км$^2$. Средняя плотность Терсинского ГЭР – 0,74 чел./км$^2$. В последние десять лет, увеличилась рождаемость, наблюдается незначительное увеличение численности населения за счет естественного и миграционного прироста (табл. 1).

В общем, в Новокузнецком районе имеется безработица (табл. 2), но количество заявленных предприятиями вакансий достаточно для снижения коэффициента напряженности, т.е. число незанятых трудовой деятельностью граждан, состоящих на учете в государственном учреждении службы занятости меньше, приходящихся на одну заявленную предприятиями и организациями вакансию (свободное место).

Таблица 1

Население Новокузнецкого района (без г. Новокузнецка)

| Наименование показателя | 1999 | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 | 2010 | 2011 | 2012 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Численность постоянного населения (на конец года), тыс. чел. | 50,9 | 50,2 | 50,1 | 50,7 | 50,0 | 50,6 | 51,0 | 51,4 |
| Число родившихся, чел. на 1000 чел. населения | 9,2 | 9,3 | 9,7 | 10,9 | 11,6 | 14,1 | 13,9 | 14,8 |
| Число умерших, чел. на 1000 чел. населения | 15,8 | 17,6 | 19,0 | 19,3 | 19,4 | 15,0 | 13,3 | 13,2 |
| Естественный прирост, убыль населения (-), чел. на 1000 чел. населения | - 6,6 | - 8,3 | - 9,3 | - 8,4 | - 7,8 | -0,8 | 0,6 | 1,6 |
| Миграционный прирост (+), убыль (-),чел. на 1000 чел. населения | + 3,6 | - 6,0 | + 1,2 | - 0,2 | - 4,9 | 3,9 | 7,4 | 6,2 |

Таблица 2

Трудовые ресурсы

| Наименование показателя | 1999 | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 | 2010 | 2011 | 2012 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Численность работающих на предприятиях и в организациях, тыс. чел. | 14,3 | 14,3 | 15,0 | 14,6 | 15,9 | 32,6 | 33,2 | 33,9 |
| Численность не занятых трудовой деятельностью, имеющих статус безработных, чел. | 216 | 192 | 304 | 585 | 406 | 781 | 530 | 453 |
| Уровень безработицы, % | 0,8 | 0,7 | 1,0 | 2,0 | 1,3 | 2,2 | 1,6 | 1,4 |
| Нагрузка незанятого населения на одну заявленную вакансию, чел. | 22 | 6,8 | 2,4 | 9,3 | 13,5 | 3,7 | 1,0 | 0,5 |

Среднемесячная начисленная заработная плата одного работающего в 2012 г. по району составила 18372 руб. Средний размер назначенной пенсии составлял 8457 руб./чел. в месяц.

Для освоения Терсинского ГЭР собственных трудовых ресурсов в Новокузнецком районе будет не достаточно (безработных около 453 чел.). Необходимо привлечение профессиональных трудовых ресурсов из городов Новокузнецка, Киселевска и Прокопьевска.

Существующая социальная инфраструктура не в состоянии обеспечить нормальные жизненные условия для привлеченных трудовых ресурсов. Число государственных дневных общеобразовательных (профессионально-технических) и больничных учреждений уменьшилось, табл**.** 3.

Основная отрасль промышленности Новокузнецкого района - угольная. Ведущие отрасли сельского хозяйства: производство зерновых, яичное птицеводство, свиноводство. Имеется деревообрабатывающая промышленность, табл**.** 4. Имеется снижение производства продукции сельского хозяйства: зерна картофеля, овощей и молока. Однако поголовье скота, птицы и производство яйца увеличилась.

Основным поставщиком трудовых ресурсов при освоении Терсинского ГЭР, станут города Новокузнецк, Киселевск, Прокопьевск, где имеются свободные трудовые ресурсы и хорошо развитая социальная инфраструктура. Горнодобывающие предприятия первой очереди освоения будут находиться на расстоянии 20 - 40 км, поэтому вполне возможно организовать автоперевозку трудящихся из городов района до места работы, при условии строительства транспортных коммуникаций.

Таблица 3

Показатели уровня жизни населения и социальной сферы

| Наименование показателя | 1999 | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 | 2010 | 2013 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Общая площадь жилищного фонда, тыс.м$^2$ | 829 | 831 | 862 | 882 | 902 | 1157 | 1246 |
| Доля ветхого и аварийного жилья, % | 1,4 | 2,5 | 1,9 | 1,9 | 2,9 | 3,4 | 3,3 |
| Обеспеченность населения жильем, м$^2$ общей площади на человека | 16,2 | 16,4 | 17,1 | 17,7 | 17,9 | 22,9 | 24,3 |
| Число семей (включая одиночек), состоявших на учете в качестве нуждающихся в жилых помещениях (на конец года), единиц | 171 | 226 | 258 | 312 | 422 | 1167 | 900 |
| Число государственных дневных общеобразовательных учреждений | 58 | 57 | 57 | 57 | 56 | 24 | 24 |
| Число больничных учреждений | 8 | 7 | 6 | 6 | 6 | 1 | 1 |
| Численность врачей всех специальностей | н.д. | н.д. | н.д. | н.д. | н.д. | 91 | 128 |
| Численность среднего медицинского персонала, человек | н.д. | н.д. | н.д. | н.д. | н.д. | 378 | 399 |
| Примечание - н.д. (нет данных) | | | | | | | |

Таблица 4

Основные показатели сельского хозяйства

| Наименование показателя | 2010 | 2011 | 2012 |
|---|---|---|---|
| Продукция сельского хозяйства (в действующих ценах) - всего, млн. рублей | 4591 | 5066 | 6110 |
| в том числе: | | | |
| растениеводства | 1496 | 1610 | 1572 |
| животноводства | 3095 | 3456 | 4538 |
| Земельный фонд района, тыс. га | 1322 | 1322 | 1322 |
| из него сельхозугодья, тыс. га | 177,9 | 177,9 | 176,5 |
| Посевная площадь, тыс.га: | | | |
| хозяйства всех категорий | 43,4 | 40,9 | 39,2 |
| сельскохозяйственные организации | 34,4 | 32,0 | 29,9 |
| хозяйства населения | 4,1 | 4,1 | 4,2 |
| крестьянские (фермерские) хозяйства[1)] | 4,8 | 4,8 | 5,1 |
| Примечание - [1)] (Включая индивидуальных предпринимателей.) | | | |

Таким образом, освоение Терсинского ГЭР даст мощный толчок социально-экономическому развитию близлежащих городов и районов. Это позволит сократить безработицу, в городах, Новокузнецке, Киселевске, Прокопьевске и увеличить налоговые отчисления в местные и федеральные налоговые фонды района и области в целом.

Расчет необходимого количества профессиональных трудовых ресурсов для освоения производственных мощностей по добыче угля в Терсинском ГЭР проведен исходя из годовой добычи угля 12 млн.т. Предполагается, что добыча будет осуществляться подземным, открытым и комбинированным способами. В 2013 г. фактическая среднемесячная производительность труда рабочего по добыче на шахтах Кузбасса составила 150,6 т/чел., на угольных разрезах – 297,2 т/чел. и максимальная на предприятиях, осуществляющих комбинированный способ добычи, - 900 т/чел. соответственно.

Планируемая средняя производительность *(Р)* труда рабочего по добыче на угледобывающих предприятиях (УДП) района составит в среднем около 450 т/чел. в месяц. При среднем коэффициенте списочного состава 1,47 *($к_{сп}$)* [6,7] по угольной отрасли, количество трудящихся *(Т)* на шахтах Терсинского ГЭР составит (рис. 2):

$$\text{Т} = \frac{\text{Д} \times \mathbf{k}_{\text{сп}}}{\text{Р} \times \mathbf{12}} = \mathbf{12000000 \div 12 \div 450 \times 1,47 \ = 3267} \text{ чел.}$$

Рис. 2. Профессиональные трудовые ресурсы, чел.

Кроме того, учитывая [8], что одно рабочее место на горнодобывающем предприятии создает еще более пяти рабочих мест в смежных отраслях и инфраструктуре, количество занятого населения увеличится примерно на 18 тыс. чел. Примером служит Талдинский угольный разрез, где трудится 3150 человек (числятся в ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»), а если учитывать сторонние организации, не входящие в компанию, то получится 17 тыс. человек.

*Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ – Р_Сибирь_а № 13-05-98030 «Укрепление сырьевой базы угольной промышленности Кузбасса за счет освоения Терсинского геолого-экономического района»*

## Список литературы

1. Станкус, В.М. Состояние и перспективы освоения Терсинского геолого-экономического района Кузбасса / В.М. Станкус, Б.А. Анферов, Л.В. Кузнецова // Уголь. - 2006. - № 11. – С. 37-40.

2. Угольная база России. Угольные бассейны и месторождения Западной Сибири (Кузнецкий, Горловский, Западно-Сибирский; месторождения Алтайского края и Республики Алтай). –Т.II. –М: ООО Геоинформцентр, 2003. -604 с.

3. Обоснование целесообразности освоения нового угленосного района Кузбасса (Терсинского): отчет о НИР (заключ.) / ИУУ СО РАН; рук. Темы В.А. Федорин, исп. Л.В. Кузнецова. –Кемерово, 2005. -150 с. - № ГР 0120.0 412567.

4. Программа развития угольной промышленности Кузбасса на период до 2020 г.- Кемерово: ИУУ СО РАН, 2003.- Отчет о НИР, гос.рег. № 0120.0 403657.- 240с.

5. Новокузнецкий район в цифрах – 2012: Стат.сб./Кемеровостат. –Новокузнецк, 2013 – 150 с.

6. Региональная целевая программа развития угольной промышленности Кемеровской области на 2001 – 2020 гг. - Кемерово: ИУУ СО РАН. - 180 с.

7. Станкус, В.М. Ресурсы Кузбасса. Состояние и перспективы развития. / В.М. Станкус, Б.А. Анферов, Л.В. Кузнецова – Кемерово: ИУУ СО РАН, 2004. – 112с.

8. Наука и жизнь. http://onauke.info/blog/45304157106/Kuznetskiy-ugolnyiy-basseyn?from=mail&l=bnq_bn&bp_id_click=43614162457&bpid=43614162457

УДК 33:622.3

# АЛГОРИТМ МНОГОУРОВНЕВОЙ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ УПРАВЛЕНИЯ УГЛЕДОБЫВАЮЩИМИ ПРЕДПРИЯТИЯМИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МОДЕЛИ «ЗАТРАТЫ-ВЫРУЧКА-ПРИБЫЛЬ»

***к.т.н., Нифонтов А.И., к.э.н. Черникова О.П.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** В статье рассматриваются показатели модели «затраты–выручка–прибыль» и предлагается алгоритм многоуровневой оценки эффективности управления угледобывающими предприятиями, который может быть использован и для организаций других сфер деятельности

***Ключевые слова:*** эффективность, затраты, выручка, прибыль, маржинальная прибыль, запас финансовой прочности, операционный рычаг

Процесс формирования и использования прибыли является основой производственно-хозяйственной деятельности угледобывающих предприятий в условиях рынка. Одним из самых доступных методов оценки эффективности управления этим процессом является модель «затраты – выручка – прибыль», позволяющая изучить зависимость прибыли от небольшого круга наиболее важных факторов и на основе этого принимать обоснованные управленческие решения.

Применяя данную модель, менеджеры горных предприятий могут решить широкий спектр управленческих задач: оценить доходность производственно-хозяйственной деятельности; разработать наиболее привлекательные для компании ассортиментную и ценовую политики; оценить эффективность внедрения различных вариантов оборудования и новых технологий; прогнозировать рентабельность работы предприятия; оценить предпринимательский риск; выбрать оптимальные пути выхода из кризиса; оценить доходность инвестиций, осуществляемых для увеличения основного капитала.

Стандартный набор показателей, рассчитываемых при использовании модели «затраты – выручка – прибыль», включает в себя следующие: безубыточный объем продаж; маржинальная прибыль; коэффициент валовой маржи; порог рентабельности; запас прочности; запас финансовой прочности; операционный рычаг.

Безубыточный объем продаж ($Q_{безуб}$, тыс.т) определяется по формуле:

$$Q_{безуб} = \frac{FC}{p - v}, \qquad (1)$$

где FC – постоянные затраты на добычу угля, тыс.руб.; p - цена 1 т угля, руб./т; v - удельные переменные затраты на добычу угля, руб./т.

Маржинальная прибыль (C, тыс.руб.) – сумма денежных средств предприятия, которая идет на покрытие постоянных затрат и формирование прибыли:

$$C = S - VC, \qquad (2)$$

где S – выручка от реализации угля, тыс.руб.;

VC – переменные затраты на добычу угля, тыс.руб.

$$C = FC + GI, \qquad (3)$$

где GI – прибыль от реализации угля, тыс.руб.

Коэффициент валовой маржи ($k_c$, доли ед.) показывает долю выручки от реализации угля, которая идет на покрытие постоянных затрат и формирование прибыли. Чем выше эта доля, тем выгоднее производить данный товар. Он определяется по формуле:

$$k_c = \frac{C}{S}. \quad (4)$$

Порог рентабельности ($S_C$, тыс.руб.) – такая выручка от реализации угля, при которой прибыль равна нулю. Он определяется по формуле:

$$S_{безуб} = Q_{безуб} \cdot p. \quad (5)$$

Запас прочности ($З_{пр}$, тыс.т) – это разница между фактической добычей угля и добычей угля в точке безубыточности. Он определяется по формуле:

$$З_{пр} = Q_ф - Q_{безуб}, \quad (6)$$

где $Q_ф$ – фактический объем добычи угля, тыс.т.

Запас финансовой прочности ($З_{ф.пр}$, тыс.руб.) – это разница между фактической выручкой предприятия и порогом рентабельности. Он определяется по формуле:

$$З_{ф.пр} = S_ф - S_{безуб}, \quad (7)$$

где $S_ф$ – фактическая выручка от реализации угля, тыс.руб.

Операционный рычаг (OL, доли ед.) – отношение маржинальной прибыли к прибыли. Он определяется по формуле:

$$OL = \frac{C}{GI}. \quad (8)$$

Как правило, рассчитывая вышеперечисленные показатели на практике, экономисты горных предприятий учитывают только текущие издержки, связанные с производством и реализацией угольной продукции. При этом вроде бы и фактический объем производства выше безубыточного, произведенная продукция продана и оплачена, а денег не хватает. Возникают сомнения в эффективности применяемой модели оценки. На самом деле учитывая не все затраты предприятия, менеджеры «улучшают» финансовые показатели его деятельности.

Поэтому с целью повышения достоверности расчетов авторы предлагают алгоритм многоуровневой оценки эффективности управления угледобывающими предприятиями с использованием модели «затраты  выручка  прибыль». Блок-схема алгоритма приведена на рис. 1.

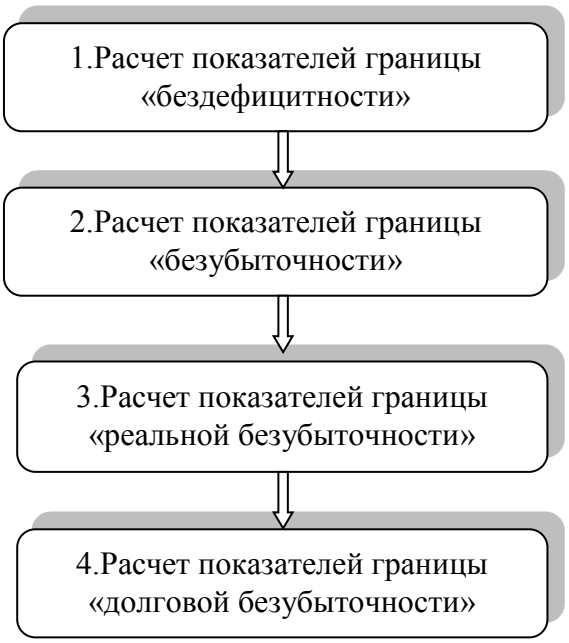



Рис. 1. Блок-схема алгоритма многоуровневой оценки эффективности управления угледобывающими предприятиями с использованием модели «затраты  выручка  прибыль»

Для определения показателей границы «бездефицитности» необходимо из затрат исключить амортизационные отчисления, поскольку бездефицитность деятельности будет означать бездефицитность потока денежных средств.

Для расчета показателей границы «реальной безубыточности» авторами предлагается помимо текущих затрат на производство и реализацию продукции учитывать налоги угледобывающего предприятия, относимые на финансовый результат (налог на имущество и налог на прибыль) и расходы из прибыли (как социального характера, так и связанные с производственной деятельностью). При этом налог на имущество учитывать как постоянные затраты, а налог на прибыль и расходы из прибыли учитывать при расчете ставки удельных переменных затрат.

Если угледобывающему предприятию необходимо погашать накопленные долги (а значит обеспечить соответствующий объем продаж и денежный поток), то целесообразно рассчитывать показатели границы «долговой безубыточности», учитывающие помимо вышеперечисленных затрат сумму текущих обязательств как часть постоянных затрат.

Разработанные авторами показатели многоуровневой оценки эффективности управления угледобывающими предприятиями с использованием модели «затраты–выручка–прибыль» приведены в табл. 1.

Таблица 1

Показатели модели «затраты– выручка–прибыль» при различных уровнях оценки эффективности управления угледобывающими предприятиями

| Наименование показателя | Формула расчета |
|---|---|
| 1. Расчет показателей границы «бездефицитности» | |
| 1.1 Бездефицитный объем продаж, тыс.т | $Q_{бездеф} = \frac{FC - A}{p - v}$, где A – амортизационные отчисления, тыс.руб. |
| 1.2 Маржинальная прибыль границы бездефицитности, тыс.руб. | $C_{бездеф} = FC - A + GI$ |
| 1.3 Коэффициент валовой маржи границы бездефицитности, доли ед. | $k_{бездеф} = \frac{C_{бездеф}}{S}$ |
| 1.4 Порог бездефицитности, тыс.руб. | $S_{бездеф} = Q_{бездеф} \cdot p$ |
| 1.5 Запас прочности границы бездефицитности, тыс.т | $З_{пр\,бездеф} = Q_ф - Q_{бездеф}$ |
| 1.6 Запас финансовой прочности границы бездефицитности, тыс.руб. | $З_{ф.пр\,бездеф} = S_ф - S_{бездеф}$ |
| 1.7 Операционный рычаг границы бездефицитности, доли ед. | $OL_{бездеф} = \frac{C_{бездеф}}{GI + A}$ |
| 2. Расчет показателей границы «безубыточности» | |
| 2.1 Безубыточный объем продаж, тыс.т | $Q_{безуб} = \frac{FC}{p - v}$ |
| 2.2 Маржинальная прибыль границы безубыточности, тыс.руб. | $C_{безуб} = FC + GI$ |
| 2.3 Коэффициент валовой маржи границы безубыточности, доли ед. | $k_{безуб} = \frac{C_{безуб}}{S}$ |
| 2.4 Порог безубыточности, тыс.руб. | $S_{безуб} = Q_{безуб} \cdot p$ |
| 2.5 Запас прочности границы безубыточности, тыс.т | $З_{пр\,безуб} = Q_ф - Q_{безуб}$ |

| Наименование показателя | Формула расчета |
|---|---|
| 2.6 Запас финансовой прочности границы безубыточности, тыс.руб. | $З_{ф.прбезуб} = S_ф - S_{безуб}$ |
| 2.7 Операционный рычаг границы безубыточности, доли ед. | $OL_{безуб} = \frac{C_{безуб}}{GI}$ |
| 3. Расчет показателей границы «реальной безубыточности» | |
| 3.1 Объем продаж реальной безубыточности, тыс.т | $Q_{реал.безуб} = \frac{FC + Н_и}{p - (v + н_{приб} + p_{приб})}$, где $Н_и$ - налог на имущество, тыс.руб.; $н_{приб}$ - налог на прибыль на единицу проданной продукции, руб./т; $p_{приб}$ - расходы из прибыли, приходящиеся на единицу проданной продукции, руб./т; |
| 3.2 Маржинальная прибыль границы реальной безубыточности, тыс.руб. | $C_{реал.безуб} = FC + Н_и + GI$ |
| 3.3 Коэффициент валовой маржи границы реальной безубыточности, доли ед. | $k_{реал.безуб} = \frac{C_{реал.безуб}}{S}$ |
| 3.4 Порог реальной безубыточности, тыс.руб. | $S_{реал.безуб} = Q_{реал.безуб} \cdot p$ |
| 3.5 Запас прочности границы реальной безубыточности, тыс.т | $З_{прреал.безуб} = Q_ф - Q_{реал.безуб}$ |
| 3.6 Запас финансовой прочности границы реальной безубыточности, тыс.руб. | $З_{ф.прреал.безуб} = S_ф - S_{реал.безуб}$ |
| 3.7 Операционный рычаг границы реальной безубыточности, доли ед. | $OL_{реал.безуб} = \frac{C_{реал.безуб}}{GI - Н_и - Н_{приб} - P_{приб}}$, где $Н_{приб}$ - налог на прибыль, тыс.руб. $P_{приб}$ – расходы из прибыли, тыс.руб. |
| 4. Расчет показателей границы «долговой безубыточности» | |
| 4.1 Объем продаж долговой безубыточности, тыс.т | $Q_{долг.безуб} = \frac{FC + Н_и + O}{p - (v + н_{приб} + p_{приб})}$, где O – сумма обязательств предприятия, тыс.руб. |
| 4.2 Маржинальная прибыль границы долговой безубыточности, тыс.руб. | $C_{долг.безуб} = FC + Н_и + GI + O$ |
| 4.3 Коэффициент валовой маржи границы долговой безубыточности, доли ед. | $k_{долг.безуб} = \frac{C_{долг.безуб}}{S}$ |
| 4.4 Порог долговой безубыточности, тыс.руб. | $S_{долг.безуб} = Q_{долг.безуб} \cdot p$ |
| 4.5 Запас прочности границы долговой безубыточности, тыс.т | $З_{прдолг.безуб} = Q_ф - Q_{долг.безуб}$ |
| 4.6 Запас финансовой прочности границы долговой безубыточности, тыс.руб. | $З_{ф.прдолг.безуб} = S_ф - S_{долг.безуб}$ |

| Наименование показателя | Формула расчета |
|---|---|
| 4.7 Операционный рычаг границы долговой безубыточности, доли ед. | $OL_{долг.безуб} = \frac{C_{долг.безуб}}{GI - H_{и} - H_{приб} - P_{приб} - O}$ |

В табл. 2 приведен расчет показателей модели «затраты– выручка– прибыль» при различных уровнях оценки эффективности управления шахтой «Есаульская» по данным 2012 года.

Таблица 2

Показатели модели «затраты– выручка– прибыль» при различных уровнях оценки эффективности управления шахтой «Есаульская» по данным 2012 года

| Наименование показателя | Формула расчета |
|---|---|
| 1. Расчет показателей границы «бездефицитности» | |
| 1.1 Бездефицитный объем продаж, тыс.т | $Q_{бездеф} = \frac{1468022 - 309205}{1820 - 190,64}$, $Q_{бездеф} = 711,2$ тыс.т |
| 1.2 Маржинальная прибыль границы бездефицитности, тыс.руб. | $C_{бездеф} = 1468022 - 309205 + 236288$, $C_{бездеф} = 1395105$ тыс.руб. |
| 1.3 Коэффициент валовой маржи границы бездефицитности, доли ед. | $k_{бездеф} = \frac{1395105}{1903720}$, $k_{бездеф} = 0,73$ |
| 1.4 Порог бездефицитности, тыс.руб. | $S_{бездеф} = 711,2 \cdot 1820$, $S_{бездеф} = 1294384$ тыс.руб. |
| 1.5 Запас прочности границы бездефицитности, тыс.т | $З_{пр\,бездеф} = 1046 - 711,2$, $З_{пр\,бездеф} = 334,8$ тыс.т |
| 1.6 Запас финансовой прочности границы бездефицитности, тыс.руб. | $З_{ф.пр\,бездеф} = 1903720 - 1294384$, $З_{ф.пр\,бездеф} = 609336$ тыс.руб. |
| 1.7 Операционный рычаг границы бездефицитности, доли ед. | $OL_{бездеф} = \frac{1395105}{236288 + 309205}$, $OL_{бездеф} = 2,6$ |
| 2. Расчет показателей границы «безубыточности» | |
| 2.1 Безубыточный объем продаж, тыс.т | $Q_{безуб} = \frac{1468022}{1820 - 190,64}$, $Q_{безуб} = 901$ тыс.т |
| 2.2 Маржинальная прибыль границы безубыточности, тыс.руб. | $C_{безуб} = 1468022 + 236288$, $C_{безуб} = 1704310$ тыс.руб. |
| 2.3 Коэффициент валовой маржи границы безубыточности, доли ед. | $k_{безуб} = \frac{1704310}{1903720}$, $k_{безуб} = 0,9$ |
| 2.4 Порог безубыточности, тыс.руб. | $S_{безуб} = 901 \cdot 1820$, $S_{безуб} = 1639820$ тыс.руб. |

| Наименование показателя | Формула расчета |
|---|---|
| 2.5 Запас прочности границы безубыточности, тыс.т | $З_{прбезуб} = 1046 - 901,$ <br> $З_{прбезуб} = 145$ тыс.т |
| 2.6 Запас финансовой прочности границы безубыточности, тыс.руб. | $З_{ф.прбезуб} = 1903720 - 1639820,$ <br> $З_{ф.прбезуб} = 263900$ тыс.руб. |
| 2.7 Операционный рычаг границы безубыточности, доли ед. | $OL_{безуб} = \frac{1704310}{236288},$ <br> $OL_{безуб} = 7{,}2$ |
| 3. Расчет показателей границы «реальной безубыточности» | |
| 3.1 Объем продаж реальной безубыточности, тыс.т | $Q_{реал.безуб} = \frac{1468022 + 76823}{1820 - (190{,}64 + 45{,}18 + 20{,}98)},$ <br> $Q_{реал.безуб} = 988{,}3$ тыс.т |
| 3.2 Маржинальная прибыль границы реальной безубыточности, тыс.руб. | $C_{реал.безуб} = 1468022 + 76823 + 236288,$ <br> $C_{реал.безуб} = 1781133$ тыс.руб. |
| 3.3 Коэффициент валовой маржи границы реальной безубыточности, доли ед. | $k_{реал.безуб} = \frac{1781133}{1903720},$ <br> $k_{реал.безуб} = 0{,}94$ |
| 3.4 Порог реальной безубыточности, тыс.руб. | $S_{реал.безуб} = 988{,}3 \cdot 1820,$ <br> $S_{реал.безуб} = 1798706$ тыс.руб. |
| 3.5 Запас прочности границы реальной безубыточности, тыс.т | $З_{прреал.безуб} = 1046 - 988{,}3,$ <br> $З_{прреал.безуб} = 57{,}7$ тыс.т |
| 3.6 Запас финансовой прочности границы реальной безубыточности, тыс.руб. | $З_{ф.прреал.безуб} = 1903720 - 1798706,$ <br> $З_{ф.прреал.безуб} = 105014$ тыс.руб. |
| 3.7 Операционный рычаг границы реальной безубыточности, доли ед. | $OL_{реал.безуб} = \frac{1781133}{236288 - 76823 - 47257{,}6 - 21944},$ <br> $OL_{реал.безуб} = 19{,}7$ |
| 4. Расчет показателей границы «долговой безубыточности» | |
| 4.1 Объем продаж долговой безубыточности, тыс.т | $Q_{долг.безуб} = \frac{1468022 + 76823 + 164100}{1820 - (190{,}64 + 45{,}18 + 20{,}98)},$ <br> $Q_{долг.безуб} = 1093{,}2$ тыс.т |
| 4.2 Маржинальная прибыль границы долговой безубыточности, тыс.руб. | $C_{долг.безуб} = 1468022 + 76823 + 236288 + 164100,$ <br> $C_{долг.безуб} = 1945233$ тыс.руб. |
| 4.3 Коэффициент валовой маржи границы долговой безубыточности, доли ед. | $k_{долг.безуб} = \frac{1945233}{1903720},$ <br> $k_{долг.безуб} = 1{,}02$ |
| 4.4 Порог долговой безубыточности, тыс.руб. | $S_{долг.безуб} = 1093{,}2 \cdot 1820,$ <br> $S_{долг.безуб} = 1989624$ тыс.руб. |
| 4.5 Запас прочности границы долговой безубыточности, тыс.т | $З_{прдолг.безуб} = 1046 - 1093{,}2,$ |

| Наименование показателя | Формула расчета |
|---|---|
| | $З_{пр\,долг.безуб} = -47{,}2$ тыс.т |
| 4.6 Запас финансовой прочности границы долговой безубыточности, тыс.руб. | $З_{ф.пр\,долг.безуб} = 1903720 - 1989624,$<br>$З_{ф.пр\,долг.безуб} = -85904$ тыс.руб. |
| 4.7 Операционный рычаг границы долговой безубыточности, доли ед. | $OL_{долг.безуб} = \frac{1945233}{236288 - 76823 - 47257{,}6 - 21944 - 164100},$<br>$OL_{долг.безуб} = -26{,}3$ |

По представленным расчетам видно, что включение в расчеты большего спектра затрат позволяет предприятию определить несколько порогов его безубыточности: бездефицитность, безубыточность, реальную безубыточность и долговую безубыточность. При этом финансовое состояние предприятия может измениться от прибыльного (прибыль границы бездефицитности 545493 тыс.руб., границы безубыточности 236288 тыс.руб., границы реальной безубыточности 90263,4 тыс.руб.) до убыточного (убыток границы долговой безубыточности –73836,6 тыс.руб.) и возрастает операционный риск (операционный рычаг меняется от 2,6 до –26,3).

Таким образом, учитывая не только текущие затраты на производство и реализацию угольной продукции, но и налоги и расходы, осуществляемые из прибыли, сумму текущих обязательств, экономисты могут повысить достоверность информации о финансовом положении угледобывающих предприятий и своевременно принять меры по его стабилизации.

Разработанный алгоритм многоуровневой оценки эффективности управления угледобывающими предприятиями может быть адаптирован к использованию организациями других сфер деятельности.

## Список литературы

1. Нифонтов А.И. Гибкий бюджет как экономический инструмент принятия управленческих решений на горном предприятии /А.И. Нифонтов, О.П. Тюфякова // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов : материалы Международной научно-практической конференции : сборник научных статей / под ред. В.Н. Фрянова, Е.В. Пугачева. – Новокузнецк, 2005. – С. 219-222.

2. Нифонтов А.И. Ключевые показатели эффективности угольной компании и филиалов-шахт / А.И. Нифонтов, О.П. Тюфякова // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов : материалы Международной научно-практической конференции : сборник научных статей / под ред. В.Н. Фрянова, Е.В. Пугачева. – Новокузнецк, 2006. – С.110-112.

3. Тюфякова О.П. Операционный леверидж как инструмент принятия управленческих решений / О.П. Тюфякова, О.А. Зубкова // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов : материалы Международной научно-практической конференции : сборник научных статей / под ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2007. – С.27-30.

4. Нифонтов А.И. Планирование на шахтах угольной компании. Учебное пособие для вузов / А.И. Нифонтов. - Издательство, 2007. –192 с.

УДК 33:622.3

# ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ТРУДА КАК ИНСТРУМЕНТ СТИМУЛИРОВАНИЯ ЭКОНОМИКИ И ПОВЫШЕНИЯ НАЦИОНАЛЬНОЙ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ

***к.э.н. Черникова О.П., Стрекалов С.В.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** В статье обоснована актуальность повышения производительности труда для национальной конкурентоспособности, произведена рейтинговая оценка позиций России и передовых стран по показателю производительности труда, сформулированы причины низкой производительности труда в России и предложены пути ее повышения

***Ключевые слова:*** производительность труда, экономический рост, национальная конкурентоспособность, эффективность производства

В 2013 по сравнению с 2012 годом  году рост экономики России замедлился с 3,4% до 1,3%. Отрицательная динамика темпов экономического роста вынуждает правительство и менеджеров предприятий искать пути повышения эффективности и конкурентоспособности российской экономики.

Одним из путей, обеспечивающих положительную динамику экономического роста, является повышение производительности труда. Стоит отметить, что первые заявления о необходимости повышения производительности труда прозвучали в 2008 году. Тогда на расширенном заседании Государственного совета «О стратегии развития России до 2020 года» президент РФ В.В.Путин заявил: «Главная проблема сегодняшней российской экономики - это её крайняя неэффективность. Производительность труда в России остаётся недопустимо низкой. Те же затраты труда, что и в наиболее развитых странах, приносят в России в несколько раз меньшую отдачу». Тогда же наметились и первые планы по повышению производительности труда. «Реализация инновационного сценария развития позволит нам добиться кардинального повышения производительности труда. В основных секторах российской экономики должен быть достигнут как минимум четырехкратный рост этого показателя за 12 лет», - заявил В.В. Путин [1].

Спустя 3 года, в апреле 2011 года во время представления Государственной Думе отчета о деятельности правительства РФ за 2010 год, В.В. Путин снова обратил внимание на необходимость повышения производительности труда: «Сейчас по такому показателю, как производительность труда, мы значительно отстаем от ведущих стран. За предстоящее десятилетие надо увеличить производительность труда минимум в два раза, а в ключевых отраслях российской экономики - в 3-4 раза» [2].

В октябре 2013 года слова о необходимости повышения производительности труда прозвучали на инвестиционном форуме «Россия зовет!» «В ближайшие годы производительность труда в России должна ежегодно расти на 5-6%, вдвое быстрее, чем сейчас. Только так мы сможем форсировано преодолеть разрыв в эффективности. Уверен, мы способны это сделать», - заявил Путин [3].

В конце 2013 года на совместном заседании Госсовета и Комиссии по мониторингу достижения целевых показателей развития страны, который был посвящен повышению эффективности российской экономики, обсуждались вопросы производительности труда. На заседании был сформулирован вывод о том, что повышение производительности труда является самым важным инструментом повышения эффективности и конкурентоспособности национальной экономики. «Между тем мы находимся в ситуации, когда повышение производительности труда становится практически безальтернативным источником эко-

номического роста и повышения национальной конкурентоспособности», - заявил министр экономического развития А.В.Улюкаев [4]. Таким образом, можно отметить, что вопросу повышения производительности труда с течением времени уделяется все больше внимания. В условиях слабого экономического роста в высокой производительности труда видится мощный инструмент стимулирования экономики и повышения национальной конкурентоспособности.

В 2009 году, после первого заявления о необходимости повышения производительности труда, Глобальным институтом McKinsey (MGI) и московским офисом McKinsey & Company было проведено исследование «Эффективная Россия: производительность как фундамент роста». Обоснование важности высокой производительности труда в исследовании состоит в следующем: «По сути, каждый раз, когда компания поднимает производительность, она создает дополнительную стоимость, которую в дальнейшем можно распределить между потребителями (в виде продуктов лучшего качества или более низких цен), сотрудниками (в виде более высоких зарплат) или инвесторами (в виде прибыли для реинвестирования)» [5]. Авторы исследования выявили следующие причины низкой производительности труда в России:

- неэффективная организация труда;
- непрозрачное и избыточное регулирование;
- устаревшие мощности и методы производства;
- редкое применение комплексного подхода к планированию развития территорий;
- дефицит профессиональных навыков;
- неразвитость финансовой системы;
- отсутствие стимулов к повышению производительности.

В качестве задач, которые необходимо решить для повышения производительности труда, выделялись следующие: стимулирование конкуренции, внедрение комплексного подхода к развитию территорий, реализация программ мобильности трудовых ресурсов, модернизация системы профессионального обучения.

В 2010 году в издании «Вестник McKinsey» было сформулировано обоснование необходимости повышения производительности как пути достижения стабильного роста. Оно заключалось в том, что возможности экстенсивного роста в будущем будут исчерпаны из-за ограниченности производственных мощностей и сокращения трудоспособного населения. Естественным выходом из ситуации, по мнению исследователей, станет повышение эффективности использования имеющихся ресурсов, а значит, и повышение производительности труда.

В 2013 году в издании «Экономические обзоры ОЭСР», посвященном Российской Федерации, уделялось значительное внимание производительности труда. В первую очередь в издании указывалось, что значительный экономический рост, продемонстрированный Россией в предкризисные годы, был вызван в большей степени ростом цен на энергоносители. К тому же, аналитиками была осуществлена переоценка ранее зафиксированных параметров роста производительности труда в России: «Если в ряде исследований оценки среднего роста многофакторной производительности с середины 1990-х гг. составляли около 5% в год (Jorgenson and Vu, 2011), недавние оценки, опирающиеся на более точную статистику капитала, указывают на то, что этот рост составлял всего около 2,25 % (Timmer and Voskoboynikov, 2013)» [6]. Следовательно, будущий экономический рост России может быть сгенерирован лишь высокой производительностью труда.

Среди главных проблем российской экономики аналитиками указываются наличие малопроизводительных предприятий и рабочих мест, отсутствие стимулов повышения качества рабочих мест. Это касается и вновь создаваемых рабочих мест: «Многие из новых рабочих мест также низкого качества, поскольку создание рабочих мест происходит главным образом в низкопроизводительных, некорпоративных и неформальных секторах экономики» [6].

Один из главных путей решения проблемы - стимулирование развития человеческого капитала. Таким образом, по данным разных источников можно сформировать перечень причин низкой производительности и путей ее повышения, которые указаны на рис. 1 и 2 соответственно.

Рис. 1. Причины низкой производительности труда

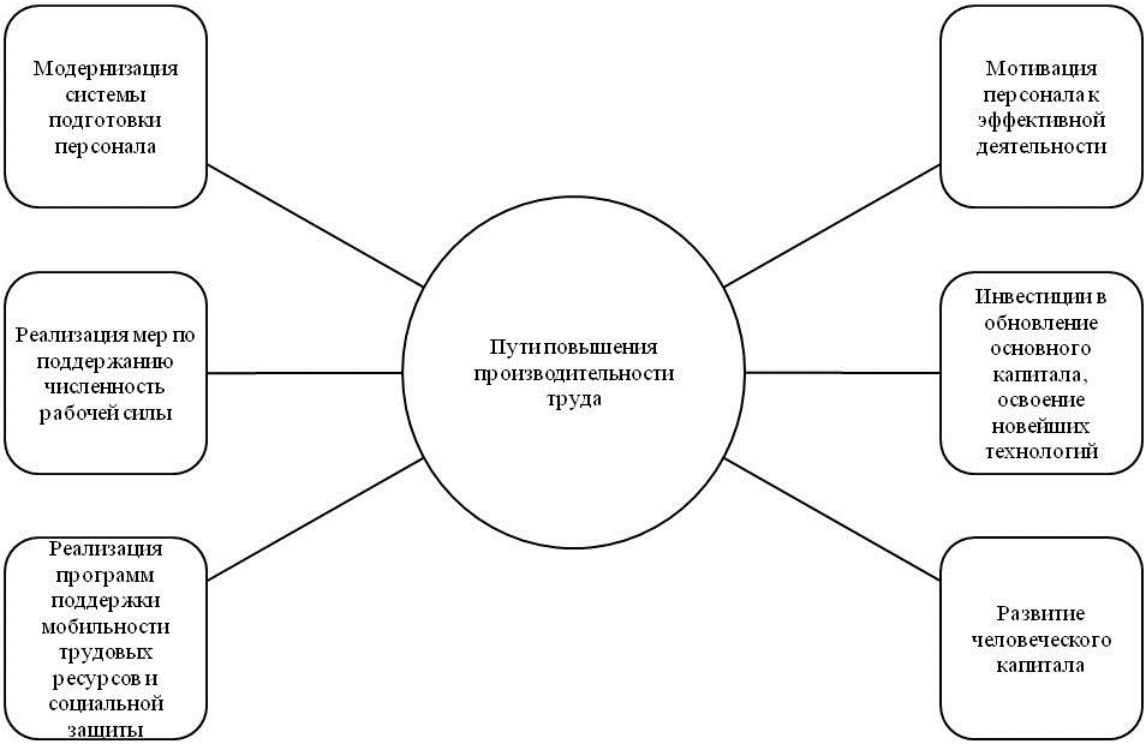



Рис. 2. Пути повышения производительности труда

Каким образом высокая производительность труда влияет на конкурентоспособность? Для ответа на этот вопрос можно воспользоваться известным «правилом ромба» М. Портера. Данная модель состоит четырех групп признаков, позволяющих формировать основу конкурентоспособности страны (условия для факторов, состояние спроса, родственные и поддерживающие отрасли, устойчивая стратегия, структура и соперничество). Наиболее подходящей группой признаков будут условия для факторов.

В соответствии с классическими взглядами, к факторам производства относят землю, труд, капитал, предпринимательские способности. По словам М. Портера, «В сложных отраслях, составляющих основу любой развитой экономики, страна не наследует, а создает наиболее существенные факторы производства, такие как квалифицированная рабочая сила или научно-техническая база производства» [7]. Наиболее важными будут специализированные, а не базовые факторы производства, то есть для достижения конкурентного преимущества необходима целенаправленная работа по специализации.

В современной экономике есть примеры, когда возрастающая производительность труда приводила к серьезному конкурентному преимуществу. Например, ряд развитых стран в период после финансового кризиса, повысили свою конкурентоспособность при помощи роста производительности труда. А. Апокин, ведущий эксперт Центра макроэкономического анализа и краткосрочного прогнозирования, в статье «Перспективы конкурентоспособности крупнейших экономик мира на выходе из кризиса» отмечает: «Действительно, из крупных развитых стран за 2005-2011 гг. накопленный прирост производительности труда (в расчете на работника) превысил прирост трудовых издержек в Польше, Германии, Южной Корее и Японии, а в расчете на час труда (другая мера, используемая ОЭСР) - только в Японии»[8].

Для оценки связи роста производительности труда и роста конкурентоспособности можно привести сравнение различных стран в рейтинге глобальной конкурентоспособности 2013-2014 (The Global Competitiveness Index (GCI) 2013-2014 rankings) и производительности труда (долл./час) рассчитанной по паритету покупательной способности. В табл. 1 приведены страны-лидеры по производительности труда в сравнении с Россией

Таблица 1

Производительность труда в странах мира и России [9]

| Страна | Позиция страны по производительности труда | Производительность труда (долл./час), рассчитанная по паритету покупательной способности | Отношение производительности труда к производительности труда в США (%) |
|---|---|---|---|
| Норвегия | 1 | 86,6 | 140,7 |
| Люксембург | 2 | 79,7 | 129,5 |
| Ирландия | 3 | 71,2 | 115,6 |
| Бельгия | 4 | 61,9 | 100,5 |
| США | 5 | 61,6 | 100 |
| Нидерланды | 6 | 60,2 | 97,7 |
| Дания | 7 | 59,5 | 96,7 |
| Франция | 8 | 59,5 | 96,6 |
| Германия | 9 | 58,3 | 94,6 |
| Швейцария | 10 | 55,1 | 89,4 |
| Россия | 34 | 24 | 39 |

В табл. 2 приведены позиции стран-лидеров по производительности труда и России в рейтинге глобальной конкурентоспособности 2013-2014.

Таблица 2

Позиции стран в рейтинге глобальной конкурентоспособности 2013-2014

| Страна | Позиция страны в GCI 2013-2014 |
|---|---|
| Норвегия | 11 |
| Люксембург | 22 |
| Ирландия | 28 |
| Бельгия | 17 |
| США | 5 |
| Нидерланды | 8 |
| Дания | 15 |
| Франция | 23 |
| Германия | 4 |
| Швейцария | 1 |
| Россия | 64 |

Как видно из таблицы, все страны, демонстрирующие высокую производительность труда, занимают достаточно высокую позицию в рейтинге глобальной конкурентоспособности. Россия, как страна с низкой производительностью труда, находится лишь на 64 месте в рассматриваемом рейтинге.

Данные Центра макроэкономического анализа и краткосрочного прогнозирования (ЦМАКП) аналогичным образом свидетельствуют о связи конкурентоспособности и производительности труда. В презентации «Доклада о торговле и развитии, 2013 год» UNCTAD (Часть II. Внешняя торговля России: перед «барьером конкурентоспособности») говорится: «По производительности труда Россия кратно отстает от других стран в подавляющем большинстве отраслей. При этом в обрабатывающих отраслях издержки по труду превышают его производительность». [10]

В табл. 3 приведено сравнение производительности труда в основных видах деятельности по разным странам и России.

По данным таблицы можно сделать вывод о том, что Россия уступает в производительности труда в большей части видов деятельности. Приемлемые уровни производительности труда зафиксированы лишь в двух видах деятельности - в торговле и добыче полезных ископаемых. В производстве и распределении электроэнергии, газа, воды, финансовой деятельности, транспорте и связи отставание России значительно.

О тесной связи экономического роста и производительности труда свидетельствуют данные, приведенные в докладе А.Гнидченко (эксперта ЦМАКП) «Стимулирование роста - задача для экономической науки?» Данные сведены в табл. 4.

В таблице используются следующие обозначения:

- g - среднегодовой темп прироста подушевого ВВП за период;
- ΔGDPpc - прирост подушевого ВВП, долл. США 1990 г. по паритету покупательной способности (ППС);
- ΔLP - прирост подушевого ВВП за период за счет производительности труда, долл. США 1990 г. по ППС;
- ΔLA - прирост подушевого ВВП за период за счет доступности труда, долл. США 1990 г. по ППС;
- ΔLP% - прирост подушевого ВВП за период за счет производительности труда, вклад в процентах;
- ΔLA% - прирост подушевого ВВП за период за счет доступности труда, вклад в процентах.

Прирост подушевого ВВП за счет производительности труда (в %) составляет от 39 до 98%, что свидетельствует о тесной связи роста экономики и роста производительности труда.

Таблица 3

Производительность труда в основных видах деятельности по странам, тыс. евро на одного работника [10]

| Страна | Сельское хозяйство, лесное хозяйство | Рыболовство, рыбоводство | Добыча полезных ископаемых (в целом) | Обрабатывающее производство в целом | Производство и распределение электроэнергии, газа, воды | Строительство | Торговля | Гостиницы и рестораны | Транспорт и связь | Финансовая деятельность |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Австрия | 125,6 | 52,2 | 159,2 | 80,2 | 186,6 | 68,0 | 56,5 | 55,6 | 63,2 | 118,4 |
| Бельгия | 94,7 | 129,2 | 104,2 | 85,8 | 243,1 | 76,8 | 77,7 | 45,0 | 87,4 | 143,4 |
| Великобритания | 52,2 | 101,9 | 809,2 | 77,7 | 252,2 | 90,0 | 44,9 | 28,4 | 79,9 | 100,5 |
| Германия | 46,1 | 79,8 | 59,2 | 71,1 | 170,7 | 50,3 | 42,2 | 25,0 | 60,0 | 109,3 |
| Голландия | 83,2 | 159,4 | 2037,0 | 79,2 | 334,9 | 72,0 | 52,9 | 35,3 | 79,6 | 82,3 |
| Дания | 48,1 | 115,5 | 2394,2 | 70,6 | 253,9 | 65,1 | 56,5 | 34,1 | 86,7 | 111,9 |
| Испания | 53,0 | 50,2 | 59,7 | 49,2 | 216,2 | 47,5 | 39,9 | 60,4 | 68,2 | 102,6 |
| Италия | 52,7 | 43,0 | 132,9 | 61,3 | 217,8 | 64,2 | 77,2 | 62,3 | 95,1 | 151,5 |
| Норвегия | 98,5 | 292,4 | 1474,1 | 91,4 | 430,8 | 77,8 | 64,8 | 51,2 | 91,0 | 141,6 |
| США | - | - | 301,4 | 85,3 | 369,2 | 56,5 | 55,7 | 23,9 | 87,5 | 123,0 |
| Франция | 104,47 | 93,6 | - | 68,9 | 163,9 | 71,1 | 55,8 | 49,2 | 72,3 | 124,7 |
| Россия | 34,5 | 47,6 | 192,0 | 32,2 | 33,2 | 34,7 | 55,8 | 19,5 | 35,6 | 53,6 |

Таблица 4

Прирост производительности труда и подушевого ВВП за период 1991-2011 гг. по группам стран [11]

| Группа стран | Код | g | ΔGDPpc | ΔLP | ΔLA | ΔLP% | ΔLA% |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Мир | WLD | 2% | 3 224 | 2 912 | 311 | 90 | 9 |
| По уровню дохода | | | | | | | |
| Страны с высоким уровнем дохода | HIC | 2% | 6 300 | 5 703 | 598 | 91 | 9 |
| Страны со средним уровнем дохода | MIC | 5% | 3 333 | 3 167 | 166 | 95 | 5 |
| Страны с низким уровнем дохода | LIC | 3% | 616 | 571 | 45 | 93 | 7 |
| По географическому местоположению | | | | | | | |
| Северная Америка | NAC | 2% | 9 790 | 9 602 | 189 | 98 | 2 |
| Южная Азия | SAS | 4% | 1 863 | 1 802 | 61 | 97 | 3 |
| Восточая Азия и Тихоокеанский регион | EAS | 5% | 5 261 | 4 970 | 291 | 94 | 6 |
| в т.ч. развивающиеся экономики | EAP | 7% | 5 333 | 5 173 | 160 | 97 | 3 |
| Европа и Центральная Азия | ECS | 2% | 4 217 | 3 785 | 432 | 90 | 10 |
| в т.ч. развивающиеся экономики | ECA | 2% | 3 030 | 2 857 | 173 | 94 | 6 |
| Африка южнее Сахары | SSF | 2% | 370 | 322 | 49 | 87 | 13 |
| Латинская Америка и | LCN | 2% | 2 750 | 1 586 | 1 164 | 58 | 42 |

| Группа стран | Код | g | ΔGDPpc | ΔLP | ΔLA | ΔLP% | ΔLA% |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Карибский регион | | | | | | | |
| в т.ч. развивающиеся экономики | LAC | 2% | 2 582 | 1 437 | 1 145 | 56 | 44 |
| Арабский мир | ARB | 2% | 1 124 | 517 | 608 | 46 | 54 |
| Ближний Восток и Северная Африка | MEA | 2% | 1 463 | 571 | 893 | 39 | 61 |
| в т.ч. развивающиеся экономики | MNA | 2% | 1 303 | 676 | 627 | 52 | 48 |

Следовательно, можно сделать ряд выводов:

- состояние производительности труда в России требует серьезных мер по ее повышению, это подтверждается многочисленными исследованиями на данную тему;
- можно утверждать, что растущая производительность труда действительно позволяет стимулировать рост национальной экономики;
- растущую производительность труда можно использовать как конкурентное преимущество.

В условиях низких темпов экономического роста, которые наблюдаются в российской экономике, производительность труда необходимо повышать. Это позволит не только стимулировать экономику, но и улучшать позиции российских производителей на международном рынке по причине усиления их конкурентоспособности. Таким образом, высокая производительность труда позволит России развиваться сразу в нескольких направлениях, как во внутренней экономике (путем повышения эффективности производства и благосостояния населения), так и в экспортно-ориентированных отраслях.

**Список литературы**

1. Путин В.В. Выступление на расширенном заседании Государственного совета «О стратегии развития России до 2020 года» [Электронный ресурс] - http://archive.kremlin.ru/text/appears/2008/02/159528

2. Владимир Путин: Кризис отступал по всем фронтам [Электронный ресурс] - «Российская газета», http://www.rg.ru/2011/04/20/putin-site.html

3. Путин: производительность труда в РФ должна расти вдвое быстрее [Электронный ресурс] - «РИА Новости», http://ria.ru/economy/20131002/967282380.html

4. Совместное заседание Госсовета и Комиссии по мониторингу достижения целевых показателей развития страны [Электронный ресурс] - http://www.kremlin.ru/news/19882

5. Эффективная Россия: производительность как фундамент роста, McKinsey & Company, 2009

6. Экономические Обзоры ОЭСР Российская Федерация 2013 г.

7. Портер М. Конкуренция.: Пер. с англ. - М.: Издательский дом «Вильямс», 2005. - 608 с.

8. Апокин А. Перспективы конкурентоспособности крупнейших экономик мира на выходе из кризиса. [Электронный ресурс] - http://m.forbes.ru/article.php?id=240028

9. Соотношение реальных курсов валют и производительности труда в экономиках ОЭСР. [Электронный ресурс] - http://expert.ru/ratings/sootnoshenie-realnyih-kursov-valyut-i-proizvoditelnosti-truda-v-ekonomikah-oesr/

10. «Доклад о торговле и развитии, 2013 год» UNCTAD (Часть II. Внешняя торговля России: перед «барьером конкурентоспособности») [Электронный ресурс] - http://www.forecast.ru/_ARCHIVE/Presentations/OUN2013/2013-09-11UNKTAD.pdf

11. Гнидченко А. «Стимулирование роста - задача для экономической науки?» [Электронный ресурс] - http://www.forecast.ru/_ARCHIVE/Presentations/AnGn/PLE2013.pdf

УДК 33:622.3

# СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТЬЮ ТРУДА КАК ФАКТОР ПОВЫШЕНИЯ ЕГО ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

***к.э.н., доцент Черникова О.П., Гостинцев З.А.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** В статье рассматриваются составляющие системы управления безопасностью труда работников, направленные на минимизацию воздействия неблагоприятных производственных факторов

***Ключевые слова:*** производительность труда, безопасность труда, охрана труда, профессиональные риски, оздоровление работников

Как показывают многочисленные исследования, увеличение производительности труда – важнейший фактор устойчивого экономического роста и благосостояния страны. Каждый раз, когда в компании растет производительность труда работников, она создает дополнительную стоимость, которую в дальнейшем можно распределить между потребителями (в виде продуктов лучшего качества или более низких цен), сотрудниками (в виде более высоких зарплат) или инвесторами (в виде прибыли для реинвестирования). Поэтому на современном этапе становления российской экономики необходимо обеспечить рост производительности труда на предприятиях всех отраслей.

Если рассматривать структуру экономики России, то можно увидеть, что для нее характерен высокий удельный вес добывающих видов экономической деятельности и первичной переработки природных ресурсов (рис. 1). Из-за высокой травмоопасности основных видов производства становится все более актуальнее создание действенных механизмов социальной защиты работников и охраны труда от сложных сочетаний профессиональных и экологических рисков.

Рис. 1. Отрасли с наибольшим удельным весом работников, занятых тяжелым физическим трудом

Ситуация усугубляется потерями трудового потенциала, возрастающей стоимостью трудовых ресурсов в условиях применения рыночных методов управления, в том числе и в социально трудовой сфере.

В данных условиях особое внимание нужно уделить главному фактору повышения эффективности производства – росту производительности труда, который является показателем плодотворности и целесообразности деятельности людей, одним из лучших путей к улучшению качества жизни. В результате ее роста обеспечивается рост заработной платы, важнейшим принципом организации которой является дифференциация в зависимости от квалификации работника, условий труда и вида экономической деятельности.

На данный момент времени уровень производительности труда в России по сравнению со странами Западной Европы меньше в 2-2,5 раза. Поэтому особенность перехода к инновационному типу экономики состоит в том, что России придется одновременно решать задачи и догоняющего, и опережающего развития. В условиях глобальной конкуренции невозможно догнать развитые страны мира по уровню благосостояния и эффективности, не обеспечивая опережающего прорывного развития в тех секторах экономики, которые определяют специализацию страны в мировом хозяйстве.

Таким образом, поддержание высоких темпов роста становится возможным только за счет опережающего повышения производительности труда и эффективности как экономики в целом, так и отдельных российских компаний. При этом усиление конкуренции со странами Европы и АТР за квалифицированную рабочую силу непременно будет способствовать высоким темпам роста заработной платы в России и повышению требований к условиям труда.

В период 2008 – 2020 годов реальная заработная плата возрастет в три раза по инновационному сценарию, в 2,6 раза – по энергосырьевому и в 1,9 раза – по инерционному. Предусматривается повышение официальной заработной платы в структуре доходов населения при сохранении опережающего роста заработной платы по сравнению с производительностью труда и снижении неформальных трудовых доходов.

В целом в рамках инновационного сценария доля среднего класса (к нему отнесены лица со среднедушевым доходом свыше шести прожиточных минимумов, имеющие автомобиль, банковские сбережения и возможность регулярного отдыха за границей) повышается с 30% населения в 2010 году (около 20% в 2006–м) до 40 – 45% в 2015 году и до 50 – 55 – в 2020 году, тогда как при инерционном сценарии она не превысит 30 – 35%.

Эти социальные сдвиги являются предпосылками экономического роста нового качества, поскольку предполагают формирование человеческого капитала более высокого качества, развитие сервисной экономики и рост производительности труда.

В дальнейшем дисбаланс между спросом и предложением рабочей силы обусловливает устойчивое превышение темпов роста реальной заработной платы над производительностью труда, а также препятствия для полного выравнивания заработной платы между социальным, преимущественно бюджетным, и частным рыночным секторами экономики. В 2011 – 2020 годах ожидается среднегодовой рост реальной заработной платы на 8–8,5% при росте производительности труда в экономике на 6,7 – 7,5% [1].

России следует использовать опыт стран Европейского союза, где уже сформирована модель качества рабочего места, предусматривающая создание таких условий труда, которые являются предпосылкой успеха экономических процессов. Заслуживает внимания решение вопроса о подготовке федеральной программы повышения производительности труда по видам экономической деятельности, варианты проекта которого разрабатывались Всероссийским центром производительности труда еще в конце XX века [1].

Одним из методов, способствующим росту производительности труда, является формирование системы управления профессиональными рисками и безопасностью, которая предполагает проведение комплекса правовых, технологических, социальных, экономических, санитарно-гигиенических и эргономических мер, направленных на минимиза-

цию воздействия неблагоприятных производственных факторов на здоровье работников организаций всех видов деятельности и форм собственности с учетом особенностей технологии и организации работ и рабочих мест [2].

Риск является неизбежным, сопутствующим фактором промышленной деятельности. Риск объективен, для него характерны неожиданность, внезапность наступления, что предполагает прогноз риска, его анализ, оценку и управление – ряд действий по недопущению факторов риска или ослаблению воздействия опасности [3 стр. 38].

Оценку профессионального риска, как для отдельных профессиональных групп, так и для индивидуальной оценки каждого работника, следует проводить в три этапа.

Первый – осмотр рабочего места для выявления опасных и вредных факторов производственной среды, которые здесь присутствуют или могут возникнуть; определение видов работ, при которых работники могут подвергаться выявленным опасным факторам.

Второй – сбор информации об опасных и вредных факторах для определения степени риска и возможных мер защиты; оценка экспозиции работников по уровню фактора, времени его воздействия и сравнение с нормативами.

Третий – оценка возможности устранения опасности или ее снижения до минимально допустимого уровня или до уровня, который не приведет к нарушениям здоровья при длительном воздействии.

Также снижение производственного риска достигается за счет применения средств коллективной и индивидуальной защиты (СИЗ), которые должны быть сертифицированы и обладать высокими защитными функциями: 25% несчастных случаев происходят за счет низкого качества, отсутствия или неприменения работниками СИЗ [2]. К сожалению, для работодателя одним из самых дешевых способов защиты работников от опасных и вредных производственных факторов является их обеспечение низкокачественной спецодеждой и другими СИЗ. В России на предприятиях в расчете на одного работника на СИЗ расходуется всего 2 тысячи рублей, тогда как в странах Евросоюза на эти цели тратится от 500 до 800 евро, даже несмотря на большие расходы работодателей на улучшение условий труда и охрану здоровья работников.

Для обеспечения дополнительной защиты работника необходимо организовать автоматическую интеллектуализированную систему. Такая система должна содержать в своем составе процессоры с новым программным обеспечением.

Эти средства и системы должны быть построены по многоуровневому функциональному принципу и увязаны в единый иерархический обоснованный комплекс управления безопасностью объекта.

Задачи, которые возлагаются на интеллектуализированные системы, следующие:

первая связана с обеспечением нормального функционирования. Режим нормального функционирования процесса характеризуется соответствием (в допустимых пределах) режимных параметров заданным значениям, которые определяются обычно условиями оптимального ведения процесса;

вторая обусловлена необходимостью локализации аварийных ситуаций, связанных с нарушением технологического процесса;

третья – локализация аварийной загазованности помещений по параметрам пожар, взрыво или токсобезопасности за счет интенсификации вентиляции или прекращения поступления вредных (горючих) веществ в виде газов (паров) в окружающую атмосферу.

Внедрение дистанционного управления, автоматизации, роботизации и другие мероприятия позволяют освободить персонал от работ в опасных зонах.[3 стр. 317].

Часто из-за поломки оборудования возникают аварийные ситуации, приводящие к простою. По этой причине очень важно разработать график технического обслуживания и контроля работы как технологических систем, так и систем безопасности, в который входит выполнение следующих задач:

проверка условий работы систем безопасности, как в испытательных помещениях, так и на рабочих местах;

проверка исправности оборудования в системах безопасности на рабочих местах, например, путем визуального осмотра или дистанционного контроля;

мониторинг питающих устройств в системах безопасности (при подаче электрического тока, пара, охладителя, сжатого воздуха и т. п.)

разработка графика технического обслуживания и соответствующей документации с указанием различных интервалов техобслуживания и типов производящихся работ.

Кроме того, в этих графиках могут указываться необходимые квалификации и уровень профессиональных навыков персонала для выполнения конкретного вида работ.

Ремонтные работы из-за их низкого качества могут быть одной из причин возникновения опасностей. Поэтому должны быть разработаны подробные инструкции по проведению ремонтов. В них должны входить квалификационные требования к обслуживающему персоналу, а также требования контроля этих работ. В связи с особой важностью этих требований администрация может разрабатывать собственные стандарты на ремонтные работы, иногда с более жесткими требованиями, чем в государственных стандартах.

Необходимо разработать план инспекций и испытаний промышленных систем, график проведения которых должен строго соблюдаться. Инспекторской проверке должен быть подвергнут инженерный и административный контроль за опасностями.

Инспекции и испытания следует выполнять применительно к следующему оборудованию процесса:

– сосудам высокого давления и резервуарам транспортировки (если это транспорт предприятия) и хранения;

– системам трубопроводов, включая компоненты трубопроводов, такие как запорная арматура, фланцы и пр.;

– системам и устройствам сброса давления и регулирования вентиляции;

– системам аварийного отключения;

– системам управления, включая устройства слежения, датчики, аварийную сигнализацию и устройства блокировки;

– насосам;

– компрессорам и воздухосборникам при них.

Инспекторской проверке должны быть подвергнуты протоколы (журналы), регистрирующие обучение и инструктаж персонала, эксплуатирующего оборудование, инструкции по технической эксплуатации и обслуживанию, ремонтным работам, действиям персонала в нештатных ситуациях на предмет выявления соответствия и полноты указанных мероприятий целям безопасности и требованиям стандартов по обеспечению целостности оборудования процесса.

Для подтверждения того, что оборудование установлено правильно и в соответствии со спецификациями проекта и инструкциями завода□ изготовителя, что системы подходят для процесса, должны быть выполнены соответствующие проверки и инспекции. Это положение касается также установления пригодности материалов, используемых для технического обслуживания, запасных частей и приспособлений, применяемых при ремонтных работах. Инструкции инспекций и испытаний должны следовать общепринятой инженерной практике и проводиться с периодичностью, рекомендованной изготовителем, а при необходимости (устанавливается по предшествующему опыту эксплуатации), и чаще.

Руководство предприятия должно документировать каждую инспекцию или испытание, которое было выполнено на оборудовании технологических процессов. Документация должна содержать дату инспекции или испытания, фамилию лица, которое провело инспекцию или испытание, серийный номер или другой идентификатор оборудования, на котором инструкция или испытание было проведено, описание выполненной инспекции

или испытания, ее (его) результаты. Технический персонал предприятия должен устранить неисправности или перед дальнейшим использованием системы, или по плану графику, если немедленно были предприняты необходимые меры для обеспечения безопасности эксплуатации.

Несмотря на то, что в обеспечении безопасности важное место занимают технические средства, без участия человека никакое производство вообще работать не будет. Поскольку на уровень безопасности люди могут оказывать как позитивное, так и негативное влияние, крайне необходимо снизить последнее и всячески поддержать первое. Обе цели могут быть достигнуты путем правильного подбора и первичного обучения персонала, в которое должна быть включена информация:

– об опасностях, связанных с производственными процессами и используемыми веществами, и уровнях риска;

– об инструкциях, необходимых при работе, которую работник должен знать и соблюдать, доведя до автоматизма безопасные приемы труда;

— о возможных условиях работы, включая процедуры включения и выключения промышленной установки;

– о рекомендуемом поведении людей при нарушении режимов работы системы, аварии или несчастных случаях;

– о несчастных случаях и ситуациях, близких к аварийным, на других аналогичных производствах.

Повторное обучение должно проводиться, по крайней мере, каждые три года (или чаще, по мере необходимости) для каждого работника, включенного в эксплуатацию технических систем, для подтверждения того, что работник понимает и твердо придерживается действующих эксплуатационных инструкций. Руководитель должен определить во время консультаций с работниками, вовлеченными в эксплуатацию процесса, периодичность повторного обучения. Также руководство обязано в локальных актах четко обозначить не только цели, но и источники рисков и травматизма, которые будут доступны для понимания работников. При этом сам работник должен быть мотивирован в овладении знаний и навыков безопасности труда для снижения уровня профессионального риска.

Важным фактором в росте производительности труда является резерв лучшего использования фонда рабочего времени за счет снижения простоев, вызванных ухудшением самочувствия работника, преждевременным утомлением, временной нетрудоспособностью работника из-за травм на производстве или профзаболевания.

Задачу оздоровления персонала в качестве составной части трудовой деятельности надо рассматривать как один из способов повышения функциональной надежности, безопасности и эффективности работника, повышения экономического и социального благосостояния организации, а в целом – государства. Любые мероприятия по оздоровлению персонала в процессе трудовой деятельности станут возможными только тогда, когда эти мероприятия станут экономически выгодными и предпринимателю, и каждому работнику в отдельности.

Для оздоровления персонала работодателю предстоит реализовать следующие задачи по обновлению системы охраны труда:

– анализ состояния и обоснование перспективных направлений повышения функциональной надежности, безопасности и эффективности трудовой деятельности персонала;

– выявление известных способов и средств укрепления здоровья людей;

– классификация средств и способов укрепления здоровья людей и условий их использования;

– разработка системы укрепления здоровья работников в процессе их трудовой деятельности.

При этом надо полагать, что система укрепления здоровья персонала должна быть

обеспечена различными организационно-правовыми и материально-техническими решениями, приемлемыми как для работника, так и предпринимателя.

Все выше перечисленные меры обеспечат не только повышение производительности труда, но и помогут избежать крупных аварий и соответственно дополнительных расходов для собственников компаний. Ярким примером является авария на шахте «Распадская». Это происшествие вызвало резкое падение цен на акции «Распадской угольной компании», а восстановление шахты потребовало инвестиций в размере 7-20 миллионов долларов.

Таким образом, повысить производительность труда и другие экономические показатели менеджмент предприятия может, используя доступные методы воздействия на их составляющие, так как их проявление кроется в организации работ и технологий, в мерах коллективной и индивидуальной защиты, состояния и ремонта оборудования, уровня обучения и квалификации персонала, системе оздоровления работников, автоматической интеллектуализированной системе.

## Список литературы

1. Пашин Н. П. Снижение производственных рисков и улучшение охраны труда – основа повышения его производительности /Н.П. Пашин // «Безопасность и охрана труда», 2008. №1.

2. Елин А. М. О взаимосвязи условий труда и его производительности / А.М. Елин // «Безопасность и охрана труда», 2008. №1.

3. Надежность технических систем и техногенный риск /Акимов В. А., Лапин В. Л., Попов В. М., Пучков В. А., Томаков В. И., Фалеев М. И.. — М.: ЗАО ФИД «Деловой экспресс», 2002 – 368 с.

УДК 332.1

# ГЛОБАЛИЗАЦИЯ КАК ФАКТОР ПРИВЛЕЧЕНИЯ ИНВЕСТИЦИОННОГО КАПИТАЛА В УГОЛЬНУЮ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ КУЗБАССА

***к.т.н. Дубовик Ю.В.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Проводится оценка степени глобализации топливно-энергетического комплекса, в том числе угольной промышленности, на основе факторов деловой среды. Идентифицируется уровень конкуренции и определяются возможные направления развития с учетом имеющихся тенденций.

***Ключевые слова:*** глобализация, угольная промышленность, топливно-энергетический комплекс, конкуренция, инвестиции.

В настоящее время в угольной промышленности Кузбасса наблюдается замедление развития, связанное с кризисными явлениями в мировой экономике, ухудшением рыночной конъюнктуры. Одним из важных факторов при этом является глобализация, которая приводит к росту масштабов конкуренции и ее усилению. Несмотря на то, что территориальная фрагментация рынка и высокие затраты на транспортировку угля обеспечивают некоторую защиту от конкуренции, угольным компаниям приходится конкурировать с поставщиками природного газа и других видов топлива, среди которых имеются глобальные компании (British Petroleum (BP), Газпром и т.д.). Также, неравномерное распределение и

потребление топливно-энергетических ресурсов способствуют росту транснациональных компаний в этом секторе экономики.

В данной статье рассматривается оценка степени глобализации топливно-энергетического комплекса (ТЭК) вообще, а также соответствующие риски и перспективы для угольной промышленности Кузбасса.

Масштаб конкуренции является важнейшим фактором, определяющим обоснованный выбор стратегии развития. Глобальная конкуренция имеет место, если конкурентная позиция в одной стране находится под влиянием позиции в другой стране и наоборот [1]. Джорж Йип (George Yip) выделяет следующие факторы («драйверы») глобализации отраслей: рыночные факторы, факторы затрат, конкуренция и другие факторы деловой среды [1, 2]. Перечисленные факторы способствуют расширению масштабов конкуренции в отрасли, появлению и росту транснациональных компаний. В таких условиях деятельность международных компаний становится более эффективной за счет масштабов инвестиций, развития технологий, использовании локальных преимуществ, оптимизации затрат. При этом компаниям целесообразно расширять свою деятельность до глобальных масштабов или смириться с ослаблением своей рыночной позиции.

Проанализируем указанные факторы в случае ТЭК в целом, и угольной промышленности в частности.

К факторам рынка относятся: характеристики спроса, сегменты рынка, прочие факторы, влияющие на потребление продукции. Потребность в энергетических ресурсах существует повсеместно в различных географических регионах и отраслях, в том числе производство электроэнергии, сельское хозяйство, жилищно-коммунальное хозяйство, промышленность. При этом развитые страны потребляют большую часть энергоресурсов и стремятся обеспечить себе энергетическую безопасность за счет рационального использования ресурсов, импорта, освоения новых месторождений, нетрадиционных источников энергии (биоресурсов, солнечной, ветряной энергии и т.д.). Особенностью угольной промышленности являются высокие затраты на транспортировку по сравнению, например, с газом. Поэтому уголь как энергетический ресурс наиболее эффективен при его потреблении в ближайших к району добычи регионах. Эффективность экспорта угля во многом определяется благоприятной конъюнктурой рынка.

К факторам затрат относятся: технологические инновации, размещение, конфигурация деятельности, оптимизирующие затраты, возможности использования различных локальных преимуществ в отношении цен и затрат. Крупные международные компании, работающие в сфере энергетики, имеют возможность снижать затраты различными способами, в том числе за счет большей эффективности или внедрения инновационных технологий. Последнее особенно актуально, так как транснациональные компании имеют больший объем финансовых ресурсов, которые можно направлять на совершенствование технологий добычи минеральных ресурсов или получение новых источников сырья.

Среди факторов конкуренции необходимо выделить различные меры и организационные решения, предпринимаемые организациями для укрепления конкурентоспособности, в том числе слияния и поглощения. В настоящее время наблюдается общая тенденция, связанная с глобализацией компаний в этой сфере деятельности, которая наиболее выражена на примере нефтегазовых компаний (Saudi Aramco, «Газпром», National Iranian Oil Company, Exxon Mobil, BP, Royal Dutch Shell, «Роснефть», «Лукойл»). Аналогичные, хотя и менее выраженные тенденции можно проследить и в угольной отрасли. При этом закономерны интеграционные процессы угольного бизнеса с металлургическим, энергетическим, транспортным, когда угольные компании поглощаются более крупными холдинговыми структурами (Arcelor Mittal, Posco, Hebei Group, Nippon Steel, «Евраз», «Северсталь», «Новолипецкий металлургический комбинат», «Магнитогорский металлургический комбинат», «Мечел» и т.д.).

Исходя из указанных факторов, можно отметить, что угольная промышленность, как и ТЭК в целом, имеет устойчивую тенденцию к глобализации.

В источниках научной и деловой информации находят отражение различные точки зрения на процессы глобализации. При этом часто указывают на негативные стороны этого процесса [3-7]. В частности, противоречие с национальными интересами, обеспечение энергетической безопасности развитых стран за счет остального мира, возможное снижение конкурентоспособности отечественных компаний за счет необходимости конкурировать с международными компаниями, более быстрый рост доходов стран-импортёров минерального сырья, а не его производителей, и т.д. Однако, на практике можно наблюдать и благоприятные проявления процесса глобализации, в том числе то, что транснациональные компании могут выступать как источник инвестиций, посредством которых обеспечивается модернизация, повышение безопасности и эффективности производства, а также создание новых рабочих мест.

При этом, соблюдение национальных интересов не должно сводиться к протекционизму в данной сфере, а необходима международная кооперация, например, со странами СНГ, БРИК, ШОС, ЕврАзЭС [7].

В ответ на тенденции к глобализации, компании имеют возможность применять «глобальные стратегические рычаги», т.е. стратегические подходы, позволяющие укреплять свои позиции на мировых рынках: присутствие на наиболее значимых региональных рынках; предложение ассортимента наиболее стандартизированных товаров (продуктов) по всему миру; конфигурация видов деятельности, создающих добавочную стоимость с учетом сравнительных преимуществ стран; разработка глобальных маркетинговых стратегий; разработка программы повышения конкурентоспособности на основе международной интеграции [1, 2].

Крупнейшие российские нефтегазовые компании – «Газпром» (2-е место в мире по объему производства), «Роснефть» (5-е место в мире по объему производства), «Лукойл» (16-е место), – являются примерами эффективного участия в процессах глобализации экономики. Рост объемов сбыта и капитализации компаний обеспечивает возможности аккумулирования финансовых средств на разработку новых месторождений, участие в международных проектах, в том числе на континентальном шельфе, по добыче сланцевого газа [8]. Деятельность таких компаний как «Газпром» и «Роснефть» контролируется государством (через контрольный пакет акций), что позволяет в определенных ситуациях учитывать национальные интересы.

В угольной промышленности наблюдается специфическое проявление указанных тенденций, в том числе: темпы глобализации ниже, чем в других отраслях ТЭК, факторы глобализации проявляются частично с преобладанием негативных. Например, конкуренция усиливается, но при этом возможные выгоды от иностранных инвестиций угольным компаниям пока недоступны, что обусловлено факторами затрат, недостаточной развитостью инфраструктуры, альтернативными возможностями получения доступа к источникам сырья в других регионах с более благоприятными условиями.

В связи с тем, что имеет место постепенное исчерпание энергоресурсов, в первую очередь нефти и газа; а также в связи с экологической эффективностью угля, данная отрасль остается потенциально привлекательной для долгосрочных инвестиций.

Для повышения ее конкурентоспособности на мировом рынке необходим комплекс мер по следующим направлениям. Первое – активное участие российских угледобывающих компаний и вертикально-интегрированных холдингов в процессе глобализации отрасли. Второе – повышение инвестиционной привлекательности отрасли за счет развития инфраструктуры, особенно на месторождениях Восточной Сибири (Эльгинского, Межегейского, Элегестского, Апсатского). Третье – более глубокая переработка угля, что позволит значительно сократить долю затрат на транспортировку в цене потребления, увеличить добавочную стоимость, и, соответственно, доходы населения региона. Четвертое – совершенствование технологий угледобычи, инвестиции в отечественное производство горношахтного оборудования, постепенное замещение импорта оборудования.

## Список литературы

1. Terpstra V., Sarathy R. International Marketing. – Fort Worth: The Dryden Press Harcourt Brace College Publishers. – 1997. – 968 p.
2. Yip G.S. Industry Drivers of Global Strategy and Organization // The International Executive. – 1994. – September/October. – P.529-556.
3. Мальцев А.А. Социально-экономические последствия глобализации рынков минерального сырья // Вестник ЮУрГУ. Экономика и менеджмент. – 2009. - №8. – С.19-24.
4. Мальцев А.А. К вопросу о глобализации минерально-сырьевого сектора мировой экономики // Известия ИГЭА. – 2008. - № 4 (60). – С.98-101.
5. Козловский Е.А. Мировые рынки сырья и минерально-сырьевой комплекс СНГ в условиях глобализации // Пространство и время. –2010. – №2. – С.140-151.
6. Ульянова М.В. Влияние процессов глобализации освоение минерально-сырьевых ресурсов России // Вестник Челябинского государственного университета. Экономика. – 2009. – № 1 (139). – С. 64–69.
7. Козловский Е.А., Комаров Е.А., Макрушин Р.Н. Союз государств – Бразилия, Россия, Индия, Китай: Проблемы минерального сырья и недропользования. – М.: ООО «Геоинформмарк», 2011. – ISBN 978-5-98877-046-6 – 400 с.
8. Хелман К. Крупнейшие нефтегазовые компании мира – 2013 // Forbes. – 2013. – 20 ноября. – Режим доступа: http://www.forbes.ru

УДК 502.55:622.8

# ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ БУДУЩЕЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ЗЕМЕЛЬ ПОСЛЕ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ УГЛЯ НА РАЗРЕЗЕ «СТЕПАНОВСКИЙ»

***Златицкая Ю.А.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Разработаны рекомендации для проведения технического и биологического этапов рекультивации вскрышнгых пород в условиях разреза «Степановский».

***Ключевые слова:*** разрез, отвал, рекультивация, селективная разработка.

В природопользовании при добыче угля открытым способом, вскрытие и подготовка месторождения к освоению, добыча полезных ископаемых и переработка минерального сырья в подавляющем большинстве случаев сопровождаются нарушением значительных по площади земель. Природоохранным законодательством предусматривается приведение этих участков, нарушенных при пользовании недрами, в состояние, пригодное для их дальнейшего использования. При этом принципиально важен вопрос своевременности выполнения всех работ, которые в будущем способны повлиять на возможность проведения эффективной с точки зрения охраны окружающей среды рекультивации нарушенных земель. Так как ряд работ, проводимых только до вскрытия месторождения или его части, например, снятие и складирование в буртах плодородного слоя почвы и почвообразующих пород, дает в будущем после окончания горных работ возможность провести эффективно биологическую рекультивацию нарушенных горными разработками земель, после окончания горнотехнической.

В общем случае под горнотехнической рекультивацией понимается размещение вскрышных и вмещающих пород в выработанном пространстве разрезов, в отвалах, хвосто- и шламохранилищах и на других объектах, при котором без дополнительных горно-

транспортных работ возможно проведение биологической рекультивации с обеспечением безопасности населения и охраны окружающей среды.

Цели горнотехнической, как и биологичекой рекультивации, достигаются при взаимосвязанном проведении комплекса горно-подготовительных, горнотранспортных и добычных работ с учетом последующей рекультивации.

Проектными направлениями для рекультивации земель, ранее занятых разрезами являются: лесохозяйственное (почвозащитного назначения) и водохозяйственное с созданием прудов различного назначения. Исходя из того, что период стабилизации грунтов может достигать двадцати лет и более, с активной фазой в 3 – 5 лет, использование данных земель в будущем для гражданского и промышленного строительства, представляется маловероятным.

При анализе физико-механических свойств грунтов на территории каменноугольного месторождения «Разведчик», где располагается разрез «Степановский», можно утверждать, что на участке имеются почвенный слой и четвертичные отложения, распространенные повсеместно, мощностью от 2 м до 49 м, которые представлены суглинками от светло до темно-коричневых, на отдельных участках серо-зеленых цветов, лессовидными, иловатыми, различной пластичности и вязкости, которые относятся в породам потенциально пригодным для биологической рекультивации.

При отработке запасов разреза «Степановский» существуют две основные особенности, определяющие выбор комплекса оборудования и порядок отработки поля:

– существование поселка «Гавриловский» всего в 290 м от технической границы участка открытых горных работ, что не позволяет вести буровзрывные работы на всей территории, поэтому необходимо применение не взрывного рыхления коренных пород (например, фрезерного) в радиусе 500 м от поселка;

– по причине недостаточной емкости внешнего отвала для размещения вскрышных пород было принято решение отработки поля разреза по блочной схеме, дающей возможность размещения вскрышных пород в выработанном пространстве эксплуатационных блоков.

Исходя из второго обстоятельства, то, что является осложняющим фактором для технологии ведения открытых горных работ, одновременно является благоприятным с точки зрения сохранения природного облика территории. Производственная мощность разреза по блокам колеблется от 1,1 до 2,4 млн. т/год, при объемах вскрышных работ от 19 до 24 тыс.м$^3$/год.

На момент начала проектирования разреза данная территория представляет собой частично нарушенную поверхность, характеризующуюся расчлененным рельефом с логами, долинами рек и ручьев. Северный и центральный блоки представляют собой ненарушенную поверхность. Вскрышная порода складируется во внешний отвал, расположенный южнее от лицензионной границы в 1,5 км.

Весь участок поделен на 3 блока: южный, центральный и северный (рис 1). При отработке запасов угля на разрезе развитие горных работ планируется вести с частично отработанной южной части и движением горных работ в северном направлении. Отработка участка предусматривается по блочной схеме, характеризующейся делением поля разреза на три эксплуатационных блока, что позволяет отрабатывать поле независимыми друг от друга комплексами оборудования с разделением грузопотоков. Основным достоинством данной схемы является размещение вскрышных пород в выработанном пространстве эксплуатационных блоков.

Применение блочной схемы разработки является вынужденной мерой, в связи с недостаточной емкостью внешнего отвала для размещения вскрышных пород, но тем самым благоприятно влияет на экологическую обстановку в регионе.

В первую очередь ведется доработка запасов Южного блока, затем ввод в эксплуатацию Центрального блока и тремя годами позднее вводится в отработку Северный блок

для поддержания производственной мощности по добыче с отработкой в дальнейшем одновременно двух блоков.

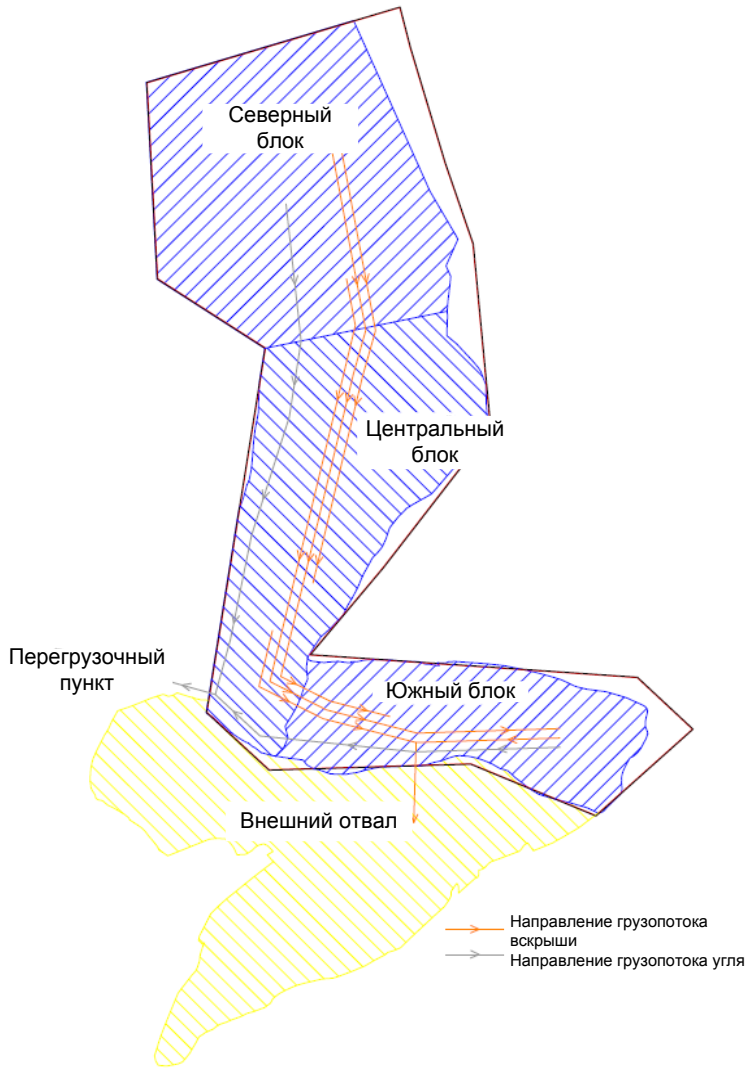



Рис. 1. План-схема порядка отработки

При отработке Южного блока транспортирование вскрышной породы (наносы, коренные) осуществляется посредством автотранспорта во внешний и внутренний бульдозерные отвалы. Формирование внутреннего отвала осуществляется на 4 год отработки южного блока. При отработке центрального блока вскрышные породы вывозятся автосамосвалами Komatsu HD785-7 на внешний и внутренний отвалы южного блока, а при отработке северного блока вскрышные породы вывозятся на внешний и внутренний отвалы центрального и южного блока.

На разрезе планируется транспортирование вскрышных пород на внешние отвалы производить автосамосвалами Komatsu HD785-7, Bell B40D грузоподъемностью 91,0, и 37,0 т соответственно, их разгрузка осуществляется периферийным способом, на расстоянии не ближе 3,0 м от верхней бровки отвального яруса. Сталкивание породы под откос и планирование поверхности отвала в зоне разгрузки осуществляется бульдозерами Komatsu D275A-5, Shantui SD42 и Shantui SD32.

Отвалообразование на каждом участке осуществляется в течение 2-3 суток, с перерывом для осадки пород 4-6 суток. Это предотвращает внезапное разрушение отвальных ярусов, чему также способствует придание разгрузочной площадке поперечного уклона не менее 3°, направленного от бровки откоса в глубину отвала.

Формирование отвала осуществляется ярусами, высота которых должна быть менее 30,0 м. Ярус отвала, формируется на всю его высоту или слоями, деление его на два или более слоев дает возможность вести селективную отсыпку яруса, как по площади отвала, так и по его высоте, что повышает устойчивость отвала и безопасность отвальных работ.

Формирование берм отвала на конечном контуре необходимо осуществлять с учетом будущих рекультивационных работ. Ширина берм определяется с условием устойчивости отвала; выполаживания откосов ярусов отвала; формирования бермы после горнотехнической рекультивации не менее 10,0 м.

При анализе информации в проекте ведения горных работ на разрезе «Степановский» выявлено, что в целом он соответствует требования экологически безопасного ведения работ. В первую очередь по тому, что принята блоковая схема отработки, из-за близости поселка «Гавриловский». Но при этом, несмотря на ненарушенную поверхность территории центрального и северного блока, не предусматривается снятие, складирование и хранение с целью последующего нанесения: почвы и почвообразующих пород пригодных для биологической рекультивации. Также не предусматривается перемещение пород внешнего отвала в контур разреза после его полной отработки.

И если после окончания работ возможна горнотехническая рекультивация внешнего отвала без его перевалки, то биологическая рекультивация и внешнего и внутренних отвалов возможна только при сохранности хотя бы части почв и почвообразующих пород.

Таким образом, для повышения эффективности рекультивации земель в будущем после вскрытия и отработки запасов угля на разрезе «Степановский» необходимо проведение:

– снятия и транспортировки плодородного слоя почвы, его складирование и хранение для будущего нанесения на рекультивируемые поверхности;

– селективной разработки потенциально плодородных пород и их селективное отвалообразование при наличии во вскрыше токсичных и других непригодных для биологической рекультивации пород;

– формирования на основании, выполненном в виде экрана из капилляропрерывающих или нейтрализирующих материалов (песок, камень, гравий, пленка и т.п.), оптимальных по форме и структуре негорящих и устойчивых отвалов шахт, что достигается обязательным делением отвальных ярусов на слои мощностью 2-3 метра и уплотнением каждого бульдозерами с нанесением с нужной периодичностью глинистых слоев для уменьшения фильтрации;

– формирования по окончании горных работ верхних слоев отвалов из пород, пригодных для биологической рекультивации.

Все это в сумме позволит создать хорошие условия для проведения биологического этапа рекультивации и обеспечить экологически удовлетворительное состояние территории после окончания рекультивационных работ, для создания благоприятного для жизни и деятельности человека ландшафта.

## Список литературы

1. РД 07-35-93 Методические указания по организации и осуществлению контроля за горнотехнической рекультивацией земель, нарушенных горными разработками. – М.: Госгортехнадзора России, 1993. – 6с.

2. Златицкая Ю.А. Горное дело и окружающая среда: учебное пособие / Ю.А. Златицкая; СибГИУ. – Новокузнецк, 2007. – 216с.

3. Проект вскрытия и отработки запасов угля на ООО «Разрез «Степановский», Том 5.4, № 71-2010/П-Г, 2011. – 169с.

УДК 330.15:622

# ЭКСПЕРТНАЯ ОЦЕНКА КАК МЕТОД ОБОСНОВАНИЯ МЕХАНИЗМА ФИНАНСОВЫХ ГАРАНТИЙ ПРОВЕДЕНИЯ РАБОТ ПО РЕКУЛЬТИВАЦИИ

***Франк Е. Я.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Ситуация в части нарушения земель обусловливает актуальность рассмотрения нерешенных задач финансирования работ по рекультивации. В данной статье методом экспертных оценок обоснован механизм проведения работ по рекультивации.

***Ключевые слова:*** рекультивация, финансирование работ по рекультивации, экспертная оценка.

После отработки запасов полезного ископаемого в горном отводе предприятие обязано провести работы по рекультивации в установленные сроки. Однако, многие предприятия в силу высоких затрат не осуществляют или осуществляют не в полной мере восстановление нарушенных земель. Это происходит вследствие отсутствия механизма финансовых гарантий в Российской Федерации.

В настоящее время за рубежом применяются различные механизмы финансовых гарантий проведения работ по рекультивации [1]: облигации с гарантией (поручительский бонд), безотзывные аккредитивные письма (кредитные письма), целевые фонды, страхование и самостоятельное гарантирование.

Для обоснования применения в условиях РФ названных выше механизмов финансовых гарантий проведения работ по рекультивации осуществлена экспертная оценка.

Процедура экспертного оценивания представлена на рис. 1.

В ходе проведения экспертной оценки реализованы следующие этапы: создание экспертной комиссии, сбор мнений специалистов путем заочного анкетного опроса, анализ и обработка экспертных оценок.

Рассмотрим каждый этап подробнее.

*Этап 1.* В проблеме подбора экспертов можно выделить две составляющие – составление списка возможных экспертов и выбор из них экспертной комиссии в соответствии с компетентностью кандидатов [2]. В нашем случае группа экспертов сформирована из пятнадцати компетентных руководителей и специалистов угледобывающих предприятий угольной отрасли юга Кузбасса, знающих специфику финансирования работ по рекультивации в современных условиях. Подобранная группа экспертов владеет знаниями о тех возможных характеристиках, которыми должен обладать механизм финансовых гарантий. Очевидно, что численность группы не должна быть малой, так как будет потерян смысл формирования экспертных оценок. Кроме того, на групповые экспертные оценки смогла бы повлиять оценка каждого эксперта. Однако, не должно быть и очень большого количества экспертов. Рост численности не всегда приносит повышение достоверности оценок, а также с ростом числа экспертов увеличивается трудоемкость обработки результатов экспертного опроса.

Согласно «прагматического подхода», представленного в [3], существуют некоторые граничные оценки численности группы экспертов $M_{max}$ и $M_{min}$. $M_{min}$ зависит от числа оцениваемых событий. Поэтому для принятия решения по множеству событий n принимаем $M_{min} \geq n$. Верхней границей численности экспертной группы является потенциально возможное число экспертов M. Следовательно, если в нашем случае число альтернативных вариантов решения задачи (n) равно шести, то количество экспертов (m) равное 15 удовлетворяет требованиям прагматического подхода. Далее проведено заочное групповое анкетирование.

Рис. 1. Основные этапы процедуры экспертизы

*Этап 2.* Для сбора мнений экспертов разработана анкета. Экспертный опрос проводился в один тур путем одноразового заполнения анкеты. Экспертам предлагалось определить важность конкретных признаков, представленных в табл. 1, для финансового механизма обеспечения финансирования работ по рекультивации. Оценку степени значимости вариантов эксперты производили путем процедуры ранжирования. Ранг 1 присваивался наиболее предпочтительному фактору, ранг 6 – наименее предпочтительному.

*Этап 3.* Анализ строки «Сумма рангов» показал, что наименьшее значение величины наблюдается у второго фактора. Этому фактору присвоен ранг 1, ранг 2 имеет первый фактор и так далее.

Известно, что групповая оценка может считаться достаточно надежной только при условии хорошей согласованности ответов экспертов. Поэтому статистическая обработка информации, полученной от экспертов, должна включать в себя оценку степени согласованности мнений экспертов и выявление причин их неоднородности (табл. 1).

При анализе согласованности оценок экспертов, как правило, используется коэффициент вариации, который позволяет увидеть образное представление о величине разброса мнений экспертов.

Для расчёта коэффициента вариации рассчитаны дисперсия и среднеквадратическое отклонение мнений экспертов:

$$V = \frac{\sigma}{\bar{x}} \times 100\%; \quad (1)$$

$$D = \sum \frac{(x-\bar{x})^2}{n}, \quad (2)$$

где $x$ – анализируемый показатель; $\bar{x}$– среднее значение показателя.

Таблица 1

Результаты анкетного опроса по выбору наиболее предпочтительного фактора

| Факторы (характеристики) / Эксперты | Предприятие-недропользователь сохраняет контроль над своими средствами | Гарантия должна отвечать требованиям покрытия затрат на финансирование рекультивации | Возможность отсутствия налогообложения денежных средств предприятия для рекультивации | Прозрачность механизма финансовых гарантий для государства и общества | Обеспечение достаточной величины денежных средств для ведения работ по рекультивации в среднесрочной перспективе | Минимальный период времени подготовки денежных средств на рекультивацию участка |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | Ранги | | | | | |
| Эксперт 1 | 3 | 2 | 1 | 4 | 5 | 6 |
| Эксперт 2 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| Эксперт 3 | 2 | 1 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| Эксперт 4 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| Эксперт 5 | 1 | 2 | 4 | 5 | 3 | 6 |
| Эксперт 6 | 3 | 1 | 2 | 6 | 5 | 4 |
| Эксперт 7 | 2 | 1 | 3 | 5 | 6 | 4 |
| Эксперт 8 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| Эксперт 9 | 4 | 1 | 3 | 2 | 5 | 6 |
| Эксперт 10 | 1 | 2 | 3 | 6 | 4 | 5 |
| Эксперт 11 | 1 | 2 | 5 | 6 | 3 | 4 |
| Эксперт 12 | 1 | 3 | 2 | 5 | 6 | 4 |
| Эксперт 13 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| Эксперт 14 | 3 | 2 | 1 | 4 | 5 | 6 |
| Эксперт 15 | 2 | 1 | 5 | 3 | 4 | 6 |
| *Сумма рангов* | 27 | 26 | 44 | 66 | 71 | 81 |
| *Распределение мест* | **2** | **1** | **3** | **4** | **5** | **6** |
| *Отклонения от средней суммы рангов* | -25,5 | -26,5 | -8,5 | 13,5 | 18,5 | 28,5 |
| *Квадраты отклонений* | 650 | 702 | 72 | 182 | 342 | 812 |

$$\mathrm{D} = \frac{2760}{6} = 460.$$

$$\sigma = \sqrt{D}; \qquad (3)$$

$$\sigma = \sqrt{460} = 21.$$

$$\mathrm{V} = \frac{21}{52{,}5} \times 100\% = 40\%.$$

Согласно существующей шкале определения степени однородности совокупности в зависимости от значения коэффициента вариации, анализируемая совокупность считается средней по однородности. Поэтому коэффициент вариации значим.

Ранги, полученные в табл. 1, позволяют провести проверку согласованности мнений экспертов с помощью коэффициента конкордации для группы, состоящей из пятнадцати экспертов. Так как, в данном случае нет связанных рангов, то коэффициент конкордации определяется по формуле Кендалла [5]:

$$W = \frac{12\,S}{m^2(n^3-n)}, \quad (4)$$

где S – сумма квадратов разностей (отклонений); m – количество экспертов; n – число альтернатив.

$$W = \frac{12 \times 2760}{15^2(6^3-6)} = 0{,}74.$$

Для оценки значимости коэффициента конкордации можно использовать критерий $x^2$ для проверки гипотезы о неравномерности распределения против альтернативы о равномерности. Необходимо и достаточно, чтобы найденное по формуле (5) значение было больше табличного $x^2$.

$$x^2 = (n-1) \times m \times W. \quad (5)$$

По таблице Пирсона принята величина вероятности отвержения ошибочной гипотезы, α = 5 %. Если $x^2$ больше табличного значения уровня значимости, который равен 11,07 при α = 5%, то коэффициент конкордации значим.

$$x^2 = (6-1) \times 15 \times 0{,}74 = 55{,}5.$$

Значение коэффициента конкордации, равное 0,74, подтверждает, что эксперты близки во мнениях относительно оптимального экономического механизма, обеспечивающего финансирование рекультивации.

В связи с этим, полученные величины коэффициентов конкордации и вариации позволили сделать вывод о том, что в настоящее время присутствует четкая согласованность мнений руководителей и специалистов, участвующих в опросе, относительно характеристик, которыми должен обладать механизм финансовых гарантий проведения работ по рекультивации.

Обобщим полученные результаты расчётов в табл. 2. Согласно табл. 2, оптимальным механизмом финансовых гарантий выступает целевой фонд (механизм занимает ключевые позиции по рангам 1, 2, 3 и 4). Результат проведенной экспертной оценки совпадает с мнением российских специалистов в данной области исследования [6, 7], которые считают целевой фонд в условиях РФ наиболее приемлемым способом обеспечения финансовых гарантий рекультивации.

Таблица 2

Обоснование механизма финансовых гарантий на основе проведенной экспертизы

| Механизмы финансовых гарантий | Факторы (характеристики) | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | Предприятие-недропользователь сохраняет контроль над своими средствами | Гарантия должна отвечать требованиям покрытия затрат на финансирование рекультивации | Возможность отсутствия налогообложения денежных средств предприятия для рекультивации | Прозрачность механизма финансовых гарантий для государства и общества | Обеспечение достаточной величины денежных средств для ведения работ по рекультивации в среднесрочной перспективе | Минимальный период времени подготовки денежных средств на рекультивацию участка |
| Облигации с гарантией | | + | | | | |
| Безотзывные аккредитивные письма | | + | | | | |
| Целевые фонды | + | + | + | + | | |

| Механизмы финансовых гарантий | Факторы (характеристики) | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | Предприятие-недропользователь сохраняет контроль над своими средствами | Гарантия должна отвечать требованиям покрытия затрат на финансирование рекультивации | Возможность отсутствия налогообложения денежных средств предприятия для рекультивации | Прозрачность механизма финансовых гарантий для государства и общества | Обеспечение достаточной величины денежных средств для ведения работ по рекультивации в средне-срочной перспективе | Минимальный период времени подготовки денежных средств на рекультивацию участка |
| Страхование | | + | + | | | |
| Самостоятельное гарантирование | | + | | | | |

## Список литературы


1. Робинсон П. Варианты механизмов финансовых гарантий соблюдения стандартов рекультивации на горнодобывающих предприятиях [Электронный ресурс] :общественный информационный ресурс о горнодобывающей отрасли России – Режим доступа: http://www.miningwatch.ru/content/view/221/101/ – 2007. – Загл. с экрана.
2. Орлов А.И. Экспертные оценки: учебное пособие / И.А. Орлов//. М. : 2002 г.
3. Голубков Е.П. Технология принятия управленческих решений / Е.П. Голубков// М.: 2005. – 544 с.
4. Балдин К.В., Рукосуев А.В. Общая теория статистики: учебное пособие / К.В. Балдин, А.В. Рукосуев//М.: Издательско-тороговая корпорация «Дашков и К», 2010.–312с.
5. Бешелев С.Д., Гурвич Ф.Г. Математико-статсистические методы экспертных оценок.–2-е изд., перераб. И доп. – М.: Статистика, 1980. – 263 с.
6. Воскобойников М.П. Механизм финансирования ликвидационных работ угледобывающих организаций / М.П. Воскобойников // Уголь. – 2010. – №1. – С.11–16.
7. Некоммерческий фонд рекультивации нарушенных земель – [Электронный ресурс] – URL: http://sicenter.ru/catalog/Nauka/kemerovo/Tehnologii_i_razrabotki_SO_RAN/ecolchel (дата обращения: 30.10.2013).

# ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЕ, ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ, АВТОМАТИЗИРОВАННЫЕ И ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ СИСТЕМЫ

УДК 519.876.2

# ОБЗОР РЫНКА ЧАСТОТНО-РЕГУЛИРУЕМЫХ ЭЛЕКТРОПРИВОДОВ СО ЗВЕНОМ РЕКУПЕРАЦИИ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ В ПИТАЮЩУЮ СЕТЬ

***[1]д.т.н. Пугачев Е.В., [1]Нусратов П.Р.,[2] Иванов В.С.***
***1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия***
***2 - ООО «ИНДАС ХОЛДИНГ», г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** В статье представлен обзор частотно-регулируемых электроприводов с возможностью рекуперации электрической энергии в питающую сеть. Основой обзора являются руководства по применению частотно-регулируемых электроприводов фирм ABB, Siemens, Schneider Electric.

***Ключевые слова:*** частотно-регулируемый электропривод, рекуперация электроэнергии.

В соответствии с Энергетической стратегией России на период до 2020 года снижение энергоемкости, повышение эффективности использования энергоносителей и энергосбережение являются важнейшими стратегическими направлениями [1].

Сложившаяся практика использования частотно-регулируемого электропривода основывается на том, что электроэнергия, генерируемая электродвигателем при спуске груза или при торможении инерционного механизма, передается на блоки тормозных сопротивлений и преобразуется в тепло. Недостатком такого способа торможения является выделение энергии в виде тепла на тормозном сопротивлении, что ведет к его значительному нагреву и нерациональному использованию электрической энергии.

Альтернативой такому нерациональному использованию энергии выступает применение звеньев рекуперации, которые заменяют тормозные сопротивления в приводах с длительной работой в генераторном режиме или большой тормозной мощностью. В этом случае энергия, рассеивается в не тепло на тормозных резисторах, а возвращается в питающую сеть. Основными требованиями к звеньям рекуперации электрической энергии являются количество и качество рекуперируемой электрической энергии.

Наиболее перспективной возможностью решения указанных выше проблем является включение в состав двухзвенного преобразователя частоты активного выпрямителя напряжения, выполненного на полностью управляемых полупроводниковых элементах - IGBT-транзисторах. Такой подход к построению преобразователя позволяет обеспечить: двухсторонний обмен энергией с питающей сетью; практически синусоидальный ток, потребляемый из сети (за счет реализации в схеме активного выпрямителя режима высокочастотных переключений); регулирование в широких пределах коэффициента мощности по входу преобразователя [2,3].

Ведущие производители промышленного оборудования и механизмов уже широко применяют такие системы в электротранспорте (электропоезда, трамваи, троллейбусы, эскалаторы, подъемные краны). На сегодняшний день наибольшей известностью пользуются продукция таких производителей преобразователей частоты, как ABB, Siemens, Schneider Electric, Control Techniques, Danfoss, Lenze. К менее известным европейским производителям преобразователей частоты относятся Vacon, Elettronica Santerno, Emotron. К наиболее популярным американским производителям относятся General Electric. Среди азиатских компаний наиболее известна продукция таких производителей преобразователей частоты, как японские Mitsubishi Electric, Omron, Hitachi, Toshiba, Fuji Electric, корейские и тайваньские LG Hyundai Electronics, Long Shenq Electronic, Delta Electronics. Наиболее популярным российским производителям преобразователей частоты, к относятся "Комбарко", "Веспер", "Эрасиб", "Вектор" и др.

В 2012 году на долю ABB приходилось 19 % мирового рынка частотно-регулируемых электроприводов, Siemens и Schneider Electric занимали соответственно 13,8% и 8,5% от мирового рынка.

Мировой лидер - концерн в области техники - фирма ABB выпускает активные выпрямители в составе частотно-регулируемого электропривода серии ACS800-11 [4]. ACS800-11 является преобразователем частоты, оборудованным активным выпрямителем и представляет собой полнофункциональный рекуперативный привод, выполненный в виде единого компактного блока [5]. В активном режиме управление транзисторами IGBT обеспечивается неизменность напряжения в звене постоянного тока и синусоидальная форма линейного тока. Алгоритм управления обеспечивает коэффициент мощности, близкий к единице за счет технологии сверхбыстрого управления, аналогичной применяемой при прямом управлении моментом (DTC). Модуль может увеличить напряжение на стороне электродвигателя при низком напряжении в питающей сети. Коэффициент высших гармоник крайне низок благодаря применению прямого управления крутящим моментом и использованию ЭМС фильтра. Диапазон мощностей начинается от 5,5 кВт в тяжелом режиме и простирается до 110 кВт при длительной работе без перегрузки. Класс защиты IP21. Рекуперативный привод обеспечивает существенную экономию электроэнергии при торможении, по сравнению с другими методами торможения, например, механическим и резистивным, поскольку энергия возвращается в питающую сеть. Не требуется внешний тормозной резистор, что упрощает конструкцию и исключает бесполезное рассеивание энергии в виде тепла. В табл. 1 приведен состав гармоник преобразователя частоты с модулем рекуперации ACS800-11 в режиме генераторного торможения с рекуперацией энергии в сеть.

Таблица 1

Состав гармоник активного выпрямителя ACS800-11 режиме генераторного торможения с рекуперацией энергии в сеть

| Номер гармоники | 1 | 5 | 7 | 11 | 13 | 17 | 19 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Состав | 100 % | 2.6 % | 3.4 % | 3.0 % | 0.1 % | 2.1 % | 2.2 % |

Фирма Siemens выпускает модули рекуперации (активные выпрямители) видов Smart Infeed и Active Infeed, позволяющие в генераторном режиме работы электропривода рекуперировать электрическую энергию в сеть [6].

Модуль рекуперации Smart Infeed состоит из мостового IGBT-выпрямителя, IGBT-транзисторы которого работают синхронизованно с питающей сетью. В режиме выпрямления (двигательный режим) ток течет от сети в звено постоянного тока через диодный мост, в режиме инвертирования (генераторный режим с рекуперацией энергии в сеть) ток течет от звена постоянного тока в сторону сети через синхронизованные с питающей сетью IGBT-транзисторы, переключающиеся через каждые 120 эл. градусов, независимо от направления потока энергии. В результате ток течет от сети в сторону звена постоянного тока и обратно. Направление тока и соответственно потока энергии определяется отношением напряжений между сетевым и напряжением звена постоянного тока. В выпрямительном режиме (двигательный режим) напряжение звена постоянного тока меньше чем сетевое напряжение, поэтому ток течет от сети через диоды выпрямителя в звено постоянного тока. В режиме генераторного торможения с рекуперацией энергии в сеть, напряжение звена постоянного тока всегда больше сетевого напряжения, поэтому ток течет от звена постоянного тока в питающий сеть через IGBT-транзисторы. Этот принцип управления имеет преимущества, так как, модуль рекуперации быстро реагирует на вариацию нагрузки, а также быстро меняет направление потока энергии в любое промежуток времени.

В соответствии с принципом работы 6-пульсного трехфазного силового моста, Smart Infeed генерирует высшие гармоники в питающую сеть. Однако, спектр высших гармоник в двигательном режиме отличается от спектра гармоник режиме генераторного торможения, в связи с тем, что ток рекуперации будет течь в обратном направлении.

В табл. 2 приведены данные о фактических гармониках тока в двигательном режиме и в режиме генераторного торможения с рекуперацией энергии в сеть модуля рекуперации Smart Infeed.

Таблица 2

Гармоникики тока модуля рекуперации Smart Infeed в двигательном и генератроном режиме с рекуперацией энергии в сеть

| Гармоники тока в режиме выпрямления (двигательный режим) | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| h | 1 | 5 | 7 | 11 | 13 | 17 | 19 | 23 | 25 | THD(I) |
| $I_h$ | 100% | 30.6% | 8.6% | 5.7% | 3.1% | 2.1% | 1.6% | 1.2% | 1.1% | 32.6% |
| Гармоники тока в режиме генераторного торможения с рекуперацией энергии в сеть | | | | | | | | | | |
| h | 1 | 5 | 7 | 11 | 13 | 17 | 19 | 23 | 25 | THD(I) |
| $I_h$ | 100% | 20% | 16% | 11% | 8% | 7% | 6% | 5% | 4% | 32% |

Коэффициент нелинейных искажений тока THD(I) в обоих режимах при 6-ти пульсной схеме модуля находится в пределах 30-45% . Использование фильтров подавления высших гармоник неэффективно для данных модулей рекуперации. Для уменьшения коэффициента нелинейных искажений на 10% необходимо использовать 12-пульсный выпрямитель (модуль) с двумя выпрямительными звеньями от трех обмоточного трансформатора с 30 градусным сдвигом вторичных обмоток [6].

Модуль рекуперации Active представляет собой активный выпрямитель, функционирующий по принципу широтно-импульсной модуляции (ШИМ). Active Infeed работает подобно повышающему преобразователю, в котором напряжение звена постоянного напряжения всегда выше амплитудного значения сетевого линейного напряжения. Входной фильтр, подключенный между активным выпрямителем и сетью, фильтрует все возможные гармоники активного выпрямителя, тем самым обеспечивая абсолютно синусоидальный входной ток. Коэффициент нелинейных искажений тока THD (I) и напряжения THD (V) при использовании Active Infeed находится в пределе 3 % [6]. Непосредственное сравнение временных характеристик линейных токов и напряжений для модулей рекуперации Smart Infeed и Active Infeed при работе на номинальную мощность в двигательном режиме и в режиме генераторного торможения с рекуперацией энергии в сеть приведено в табл. 3.

Сравнивая модули рекуперации можно сделать вывод, что с точки зрения качества электроэнергии и энергосбережения более приемлемым считается модуль Active Infeed, обеспечивающий практический синусоидальный входной ток модуля, низкие спектры токов и напряжений и возможность получения высоких энергетических показателей (cosφ=1). Сравнение свойств модулей рекуперации приведено в табл. 4.

Энергосберегающие частотные преобразователи фирмы Siemens широко применяются в различных механизмах, таких как: подъемно-транспортные механизмы; конвейера; электроприводы с высоким моментом инерции; центрифуги; возобновляемая энергетика (водоэнергетика, ветровая энергетика); механизмы, работающие в длительном тормозном режиме

Фирма Schneider Electric предлагает свое решение в области энергосберегающих технологий – активные выпрямители AFE (Active front end) для преобразователей частоты серии Altivar 61/71 . Мощность модулей рекуперации представлена в диапазоне от 0,5 до 200 кВт [7, 8].

Активный выпрямитель напряжения является дополнительным устройством для преобразователей частоты Altivar 61/71, с помощью которого энергия торможения воз-

вращается в сеть. Altivar 61/71 может быт использовано как энергосберегающий модуль, позволяющий в режиме генераторного торможения рекуперировать энергию в сеть , благодаря инновационной системе управления и отсутствию гасящего резистора с большими потерями энергии, следовательно, имеет высокую надежность при больших искажениях напряжения питающей сети. Данный модуль рекуперации может быть использован в таких механизмах как: крановые механизмы; наклонные конвейеры, лебедки, эскалаторы.

Таблица 3

Сравнение линейных токов модулей рекуперации

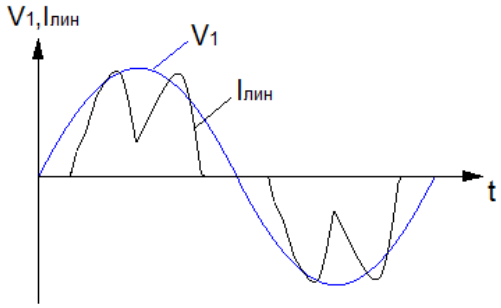
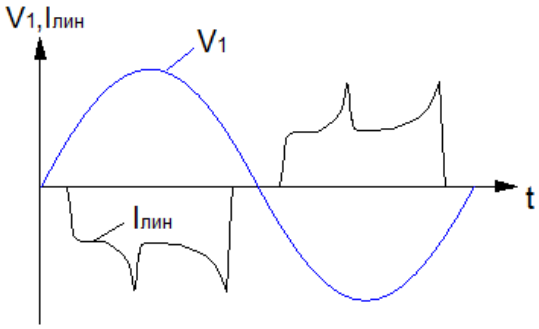
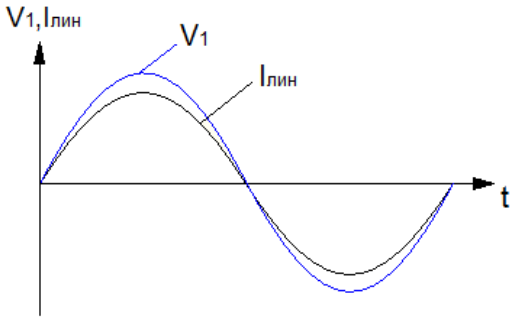
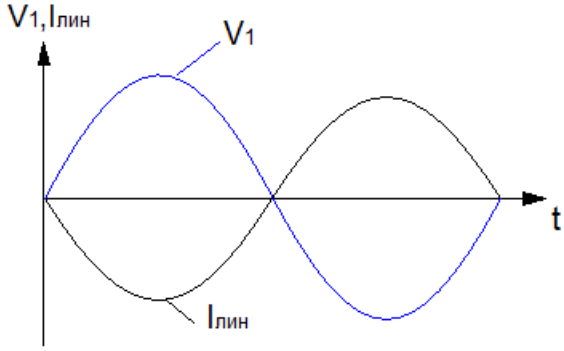
| | Двигательный режим | Генераторный режим с рекуперацией энергии в сеть |
|---|---|---|
| **Модуль Smart Infeed** |  |  |
| **Модуль Active Infeed** |  |  |

Таблица 4

Сравнение свойств и характеристик модулей рекуперации Smart Infeed и Active Infeed

| **Модули SINAMICS** | **Модуль Smart Infeed** | **Модуль Active Infeed** |
|---|---|---|
| Режим работы | Выпрямитель/инвертер 4-квадрантный | Выпрямитель/инвертер 4-квадрантный |
| Силовые полупроводниковые элементы | IGBT- модули | IGBT- модули |
| Реактор | 4% | Силовой фильтр in AIM |
| Коэффициент мощности $\cos\varphi_1$ | > 0.96 | 1 |
| Коэффициент нелинейных искажений линейного тока THD(I) | 30%-45% | 3% |
| Фильтры ЭМС 3-ей категории | Есть | Есть |

| **Модули SINAMICS** | **Модуль Smart Infeed** | **Модуль Active Infeed** |
|---|---|---|
| Напряжение звена постоянного напряжения $U_{dc}$ | $1.30 \cdot V_{лин}$ (не управляется) | $>1.42 \cdot V_{лин}$ (Стабилизированное и управляется) |
| Напряжение в обмотках двигателя | Низкое | Выше чем в Smart Infeed модуле |
| Перезаряд конденсатора звена постоянного напряжения | С помощью резисторов | С помощью резисторов |
| Перезаряженность конденсатора звена постоянного напряжения | Низкое | Низкое |
| Фактический КПД при номинальной мощности | > 98.5% | > 97.5% |
| Габариты | Средняя | Высокая |
| Стоимость | Средняя | Высокая |

В табл. 5 даны типовые значения гармоник тока при работе с активным выпрямителем напряжения Altivar.

Таблица 5

Состав гармоник активного выпрямителя Altivar в двигательном режиме и в режиме генераторного торможения с рекуперацией энергии в сеть

| Режим работы | **Уровень гармоник тока %** | | | | | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1 | 5 | 7 | 11 | 13 | 17 | 19 | 23 | 25 | 29 | 31 | 35 | 37 | 49 | THD |
| Двигательный | 100 | 0,33 | 0,60 | 0,39 | 0,20 | 0,20 | 0,20 | 0,35 | 0,24 | 0,08 | 0,04 | 0,16 | 0,12 | 0,04 | 2.42 |
| Генераторный | 100 | 0,30 | 0,55 | 0,39 | 0,39 | 0,71 | 0,63 | 0,24 | 0,43 | 0,20 | 0,24 | 0,16 | 0,20 | 0,04 | 2.40 |

## Заключение

В настоящее время расширяется область применение модулей рекуперации электрической энергии в сеть в составе электроприводов переменного тока, работающих длительное время в генераторном режиме. Применение модулей рекуперации актуально в связи с тем, что электроприводами в промышленности в среднем потребляется около 60-65 % электрической энергии. Проектирование и разработка систем энергосберегающих электроприводов переменного тока в настоящее время осуществляется ведущими компании в области электротехники, такими как ABB, Siemens, Schneider Electric [4-8]. Направления дальнейшего развития систем энергоэффективных электроприводов переменного тока видятся в совершенствовании структуры модулей рекуперации электрической энергии, обеспечивающей увеличение мощности рекуперируемой электроэнергии в сеть с уменьшением гармонических составляющих тока и напряжения (стандарты IEEE-519, МЭК 555, ГОСТ 13109-97).

## Список литературы

1. Основные положения энергетической стратегии России на период до 2020 года/Энергетическая политика России на рубеже веков. М.: “Папирус ПРО”, 2001.

2. Дабровски К. Компенсация РМ – интеллектуальный регулятор // ЭнергоИнфо. – 2007. – № 2. – С. 2–12.

3. Овчинников Д.А., Кастров М.Ю., Лукин А.В., Малышков Г.М. Трехфазный выпрямитель с коррекцией коэффициента мощности // Практическая силовая электроника. – 2002. – Вып. 6. – С. 12–39.

4. Промышленные приводы ABB ,ACS800, мультидрайв от 1,5 до 5600 кВт, технический каталог.

5. Промышленные приводы ABB, низковольтные приводы переменного тока. www.abb.com/drives

6. SINAMICS - Low Voltage Engineering Manual, 2013, version 6.2.

7. Активный выпрямитель напряжения Altivar AFE , приводные системы, Schneider Electric, www. Schneider-electric.com

8. Преобразователи частоты Altivar 71 для асинхронных двигателей мощностью от 0,37 до 500 кВт. www. Schneider-electric.com

УДК 621.311

# ЭФФЕКТИВНОСТЬ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ И СИСТЕМ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ. ПРОБЛЕМЫ И ПУТИ ИХ РЕШЕНИЯ

***д.т.н., Пугачев Е.В., к.т.н., доцент Тимофеев А.С., Зарипов Ш.С.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Предложены методологические и технические решения оптимизации электропотребления в системах электроснабжения угольных шахт, которые основаны на работе генетического алгоритма, обеспечивающего управление качеством электроэнергии и техноценоза, позволяющего оценивать прогнозирование и нормирование электропотребления по элементам нагрузок. Указанные решения позволяют прогнозировать удельный расход электроэнергии на единицу продукции и прибыль, что обеспечивает существенное повышение эффективности электротехнических комплексов и систем горного производства.

***Ключевые слова:*** техноценоз, генетический алгоритм, электропотребление, прибыль, анализ качества электроэнергии, оптимизация, прогнозирование.

В современных условиях весьма важным является выбор вариантов технических решений, направленных на повышение эффективности угольной промышленности. При этом целесообразно использовать общепринятые в мировой практике критерии оценки экономической эффективности, которые определяются уровнем управления производственными ресурсами, включая электротехнические системы и комплексы.

Техническое перевооружение отрасли должно основываться на прогрессивных технологиях управления электропотреблением и прогнозировании расхода электроэнергии. При этом мероприятия, связанные с обеспечением качества электроэнергии, должны быть приоритетными в стратегии предприятия на различных уровнях.

Электропотребление горнодобывающего предприятия во многом зависит от следующих обстоятельств:

– использования прогрессивного высокотехнологического электрооборудования;
– автоматического контроля и анализа качества электроэнергии;
– технических решений, обеспечивающих качество электроэнергии;
– решения задач оптимизации и прогнозирования электропотребления.

Решение указанных задач позволит горному предприятию прогнозировать и управлять такими важными техническими и экономическими показателями, как расход электроэнергии, фактический удельный расход электроэнергии на единицу продукции и прибыль.

Управление техническими и экономическими показателями предлагается рассматривать в двухуровневом варианте:

− первый уровень обеспечивает решение задач управления качеством электроэнергии;

− второй уровень осуществляет оптимизацию и прогнозирование электропотребления.

Для решения задач первого уровня используется генетический алгоритм (рис. 1), который представляет собой адаптивный поисковый метод, обеспечивающий эффективное решение поставленной задачи при большом количестве параметров управления. При этом алгоритм ищет оптимальное решение во всем пространстве поиска нескольких переменных, что существенно сокращает время расчета.

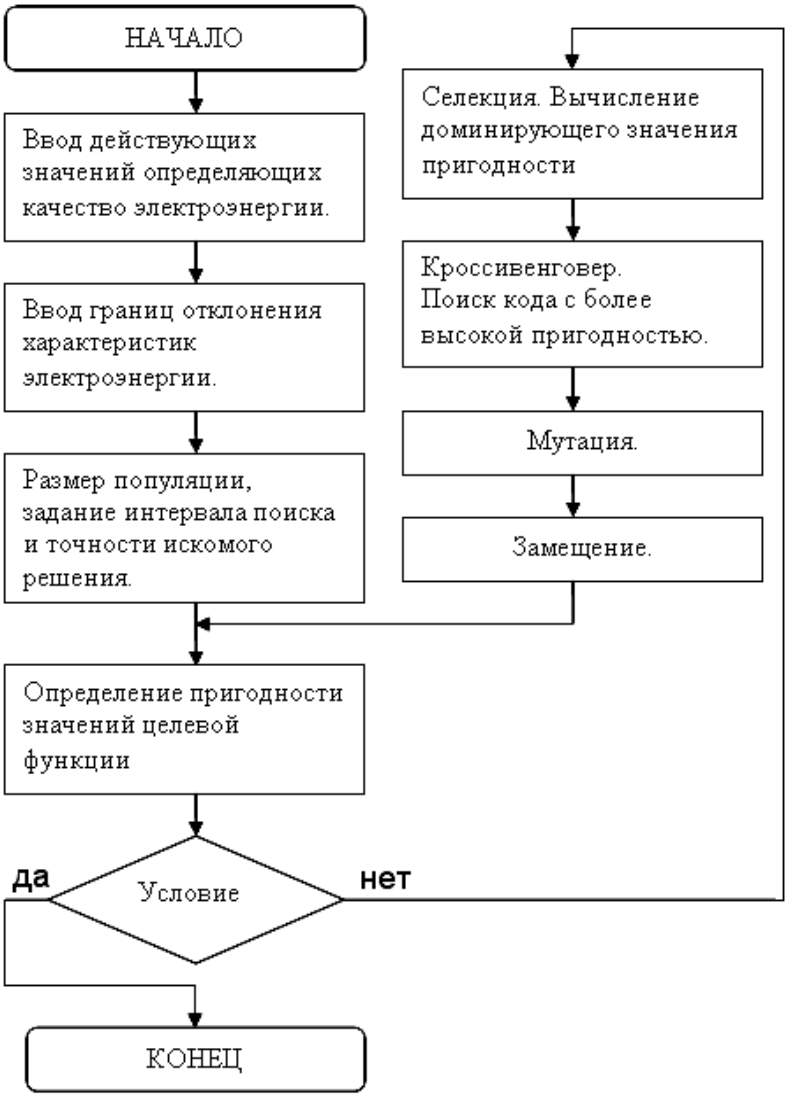



Рис. 1. Генетический алгоритм управления качеством электроэнергии

Генетический алгоритм оптимизации качества электроэнергии минимизирует суммарное отклонение характеристик качества электроэнергии по узлам системы:

$$f(x)=\sum_{i=1}^{N}(W_{\delta U_{yi}})+\sum_{i=1}^{N}(W_{K_{U(n)}})+\sum_{i=1}^{N}(W_{K_{2Ui}})+\sum_{i=1}^{N}(W_{P_i})+\sum_{i=1}^{N}(W_{Q_i})\to\min,$$

где $W_{\delta U_{yi}}=\frac{U_{yi}-U_{ном}}{U_{ном}}\cdot 100\%,$ – усредненное значение отклонения напряжения на основной частоте; $U_{yi}=\sqrt{\frac{\sum_{i=1}^{N}U_i^2}{N}}$, $U_i$ – значение напряжения в $i$-м наблюдении; $W_{K_{U(n)}}=\sqrt{\frac{\sum_{i=1}^{N}(K_{U(n)i})^2}{N}}$ – значение коэффициента $n$-й гармонической составляющей напряжения; $K_{U(n)i}=\frac{U_{(n)i}}{U_{(1)i}}\cdot 100\%$, $U_{(n)i}$ – действующее значение напряжения основной частоты на $n$-й гармоникт, $U_{(1)i}$ – действующее значение напряжения основной частоты на $i$-м наблюдении; $W_{K_{2Ui}}=\sqrt{\frac{\sum_{i=1}^{N}K_{2Ui}^2}{N}}$ – усредненное значение отклонения коэффициента по обратной последовательности; $K_{2Ui}=\frac{U_{2(1)i}}{U_{1(1)i}}$, $U_{2(1)i}$ , $U_{1(1)i}$ – действующее значение напряжения обратной последовательности основной частоты трехфазной системы в $i$-м наблюдении; $W_{P_i}$ – уравнение небаланса активной мощности; $W_{Q_i}$ – уравнение небаланса реактивной мощности.

В математической модели оптимизации установившегося режима электроэнергетических систем аргументы функции представлены целевыми и являются характеристиками электроэнергии согласно ГОСТ Р 54149-2010.

В качестве хромосом генетического алгоритма оптимизации принимаются величины напряжений, отражающие характеристики целевых функций, а в качестве функции пригодности хромосом выражение:

$$F(U)=\frac{(\delta U_{yi}-\delta U_{yi\min})^2}{\delta U_{yi\max}}+\frac{(K_{U(n)}-K_{U(n)\min})^2}{K_{U(n)\max}}+\frac{(K_{2Ui}+K_{2Ui\min})^2}{K_{2Ui\max}}+\frac{(P_i-P_{i\min})^2}{P_{i\min}}+\frac{(Q_i-Q_{i\min})^2}{Q_{i\min}},$$

где $\delta U_{yi}$, $K_{U(n)}$, $K_{2Ui}$, $Pi$, $Qi$ – усредненные измеренные значения отклонениий напряжения на основной частоте, значение коэффициента $n$-й гармонической составляющей напряжения, действующее значение напряжения обратной последовательности основной частоты трехфазной системы, небаланса активной и реактивной мощности соответственно; $\delta U_{yi\min}$, $K_{U(n)\min}$, $K_{2Ui\min}$, $P_{i\min}$, $Q_{i\min}$ – минимальное отклонение напряжения на основной частоте, значение коэффициента $n$-й гармонической составляющей напряжения, действующее значение напряжения обратной последовательности основной частоты трехфазной системы, небаланса активной и реактивной мощности соответственно.

Решение задач второго уровня – оптимизации и прогнозирования электропотребления основано на оптимальном законе построения техноценозов, изложенной в концепту-

альной работе [2]. Методологические уровни оптимизации электропотребления теории рангового анализа представлены на рис. 2 [3].

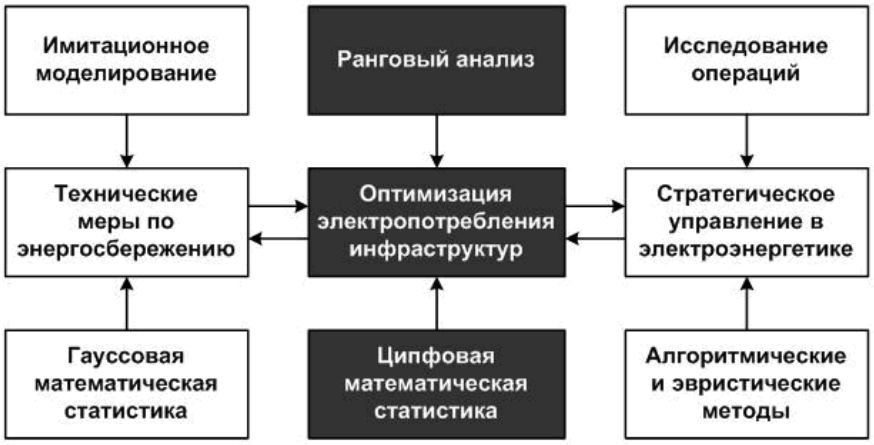



Рис. 2. Методологические уровни исследования энергосбережения

Углубленные энергетические обследования позволяют оценивать прогнозирование и нормирование электропотребления объектами техноценоза с последующей реализацией технических и технологических мер по энергосбережению. На основании полученных результатов ценологического анализа можно сделать вывод о необходимом количестве и мощности трансформаторов, влиянии оплаты за потребляемую электроэнергию, количестве электротехнического персонала и других параметров, обеспечивающих повышение эффективности электротехнических комплексов и систем горного производства.

## Список литературы

1. Рудсковкая Д., Пилиньский М., Рудсковкий Л.. Нейронные сети, генетические алгоритмы и нечеткие системы. – М.: Горячая линия – Телеком, 2008. – 452 с.: ил.

2. Кудрин Б.И. Введение в технетику. - 2-е изд., перераб. и доп. - Томск: Изд-во Томского гос. ун-та, 1993. - 552 с.

3. Гнатюк В.И. Закон оптимального построения техноценозов. – Выпуск 29. Ценологические исследования. – М.: Изд-во ТГУ – Центр системных исследований, 2005. – 384с.

УДК 681.51

# ИССЛЕДОВАНИЯ СОВМЕСТНОГО ПОДОБИЯ ОБЪЕКТОВ УПРАВЛЕНИЯ И ВНЕШНИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ

***[1]д.т.н. Евтушенко В.Ф., [2]к.э.н. К.А. Ивушкин, [1]д.т.н. Мышляев Л.П., [1]Макаров Г.В., [1]Буркова Е.В.***

***1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***

***2 – ООО Объединенная компания «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Решена задача и предложены соотношения оценивания совместного подобия двух комплексов «объект-воздействие». По результатам натурно-модельных исследований подтверждено подобие приведенных возмущений и каналов их преобразования в объекте управления.

***Ключевые слова:*** система управления, объект управления, подобие объектов, аналитические и численные методы, натурно-модельные эксперименты.

Значения показателей эффективности систем управления любой структуры существенно зависят как от динамических свойств каналов преобразования изменений входных воздействий управляемых объектов, так и от характеристик самих этих воздействий, в том числе и неконтролируемых возмущений. Поэтому одной из важных задач подобия систем управления, как это отмечено в [1], является определение совместного подобия входных воздействий и динамических свойств каналов их преобразования в объекте управления. В [1] сформулированы утверждения, которые определяют условия такого подобия, при этом неконтролируемые возмущения рекомендуется приводить к одному из управляющих входов. Условие совместного подобия объектов и входных, в том числе и неконтролируемых, воздействий на конечном интервале времени сформулированы в виде соотношений, отражающих в общем виде приближенное равенство эффектов влияния изменений входных воздействий на изменения выходных воздействий объекта управления.

Поэтому важными являются исследования, направленные на выявление условий, при которых в зависимости от конкретных характеристик и свойств внешних воздействий и каналов их преобразования выполняется такое совместное подобие.

В данном сообщении приводятся постановка задачи исследования совместного подобия объектов управления и внешних воздействий, схема и результаты ее решения, полученные с помощью аналитического и численного методов. Основные решения можно получить известными аналитическими и численными методами. Затем такого рода теоретические условия предполагалось изменять, приближая их к реальным. При этом исходили, в основном, из следующих соображений. Во-первых, полученный результат аналитического решения может отражать реально существующие взаимосвязи между характеристиками непосредственно или косвенно оцененных внешних воздействий и каналов их преобразования в объекте, что в дальнейшем может помочь выбрать структуру показателя (критерия) совместного подобия объекта и входных воздействий. Во-вторых, он (результат) может быть использован при проверке качества функционирования алгоритма численного решения поставленной задачи.

**Постановка задачи**

**Дано:**

1. Структура объекта управления (рис. 1).

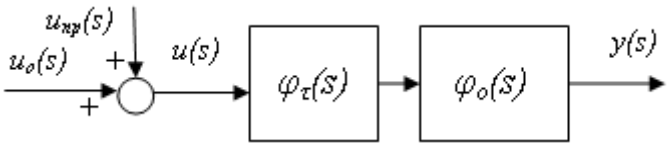



Рис. 1. Структура объекта управления

На рис. 1 приняты следующие обозначения:

$u_o(s)$ – опорный уровень управляющего воздействия;

$u_{пр}(s)$ – приведенное к управляющему входу эквивалентное возмущение;

$u(s)$ – управляющее воздействие;

$y(s)$ – выходное воздействие объекта управления;

$\varphi_\tau(s)$ – оператор звена запаздывания;

$\varphi_o(s)$ – оператор объекта управления без запаздывания.

2. Математическая модель объекта управления, представленная в операторной форме с помощью последовательно соединенных инерционного звена первого порядка и звена запаздывания:

$$\varphi(s) = \frac{k}{Ts+1} \cdot e^{-\tau s}, \quad (1)$$

где $k$ – коэффициент передачи объекта, $T$ – постоянная времени инерции, $\tau$ –время запаздывания.

3. Приведенные к управляющему входу объекта управления воздействия представляют собой стационарный временной ряд с экспоненциально спадающей нормированной автокорреляционной функцией (АКФ)

$$r_{пр}(\theta) = \sigma_{пр}^2 \cdot e^{-\alpha|\theta|}, \quad (2)$$

где $\sigma_{пр}^2$ – дисперсия приведенного возмущения, $\alpha$ – коэффициент спада АКФ, $\theta$ – время сдвига между сечениями ряда приведенных возмущений.

4. Условием подобия является неравенства следующего вида:

$$\left|\sigma_{y1}^{н} - \sigma_{y2}^{н}\right| \le 0{,}05 \quad (3)$$

где $\sigma_{y1}^{н}$ и $\sigma_{y2}^{н}$ – нормированные значения среднеквадратических отклонений выходных переменных объектов, подобие которых оценивается.

5. Начальные условия

$$y(0) = 0;\ u_0(0) = 0;\ u_{пр}(0) = 0; \quad (4)$$

6. Ограничение по времени спада $\theta_s$ нормированной АКФ приведенного возмущения определяется соотношением

$$\theta_s = \theta \text{ при } r(\theta) = 0{,}2. \quad (5)$$

**Требуется**

1. Сформировать условия или возможный показатель (критерий) для оценки подобия.

2. Проверить полученный показатель на натурных и натурно-модельных данных.

**Решение поставленной задачи**

Для линейного объекта дисперсия выходного воздействия $\sigma_y^2$ оценивается следующим выражением [2]

$$\sigma_y^2 = \frac{1}{2\pi}\int_{-\infty}^{\infty} G_{yy}(\omega)d\omega, \quad (6)$$

спектр мощности выходного воздействия $G_{yy}(\omega)$ определяется как

$$G_{yy}(\omega) = [W(j\omega)]^2 \cdot G_{пр}(\omega), \quad (7)$$

где $G_{пр}(\omega)$ – спектр мощности приведенного возмущения, $W(j\omega)$ – частотная характеристика объекта управления.

Оценивания спектр мощности приведенного возмущения $G_{пр}(\omega)$ с учетом (2), а частотную характеристику объекта управления $W(j\omega)$ с учетом (1), получим с использованием (6) и (7) следующее выражение для дисперсии выходных воздействий:

$$\sigma_y^2 = \frac{k^2 \cdot \sigma_{пр}^2}{1+T\alpha}. \quad (8)$$

Для вычисления значений дисперсии (8) использовали систему компьютерной алгебры MathCAD. Вычисления проводили при выполнении следующих условий:

1) значения характеристик динамического ряда приведенных ко входу возмущений находились в пределах: $1 \le \sigma_{пр} \le 30$; $0{,}01 \le \alpha \le 0{,}9$. Значение параметра $\sigma_{пр}$ меняли с шагом $\Delta\sigma_{пр} = 1$; $\alpha$ – с шагом $\Delta\alpha = 0{,}01$;

2) диапазон исследования характеристик объекта:

$1 \le T \le 500$, с шагом дискретизации $\Delta T = 1$;

$1 \le k \le 10$, с шагом дискретизации $\Delta k = 1$.

Для реализации численных исследований использовали моделирующий комплекс [3] и алгоритм формирования случайных сигналов с коррекцией по обратной связи [5]. При этом кроме условий 1) и 2) выполняли дополнительно следующие условия:

3) интервал моделирования $I$ = 5000 с. Шаг дискретизации по времени $\Delta t$=1с;

4) заданная точность отклонения результатов аналитических $\sigma_y^a$ и численных $\sigma_y^ч$ решений должна быть не более 5%, т.е.

$$\Delta\sigma_y = \left|\sigma_y^a - \sigma_y^ч\right| \le 0{,}05. \tag{9}$$

**Анализ результатов**

В процессе исследовании были проведены серии аналитических расчетов и численных экспериментов при зафиксированных условиях (1)−(4). Результаты аналитических расчетов $\sigma_y^a$ сравнивались с результатами численных исследований $\sigma_y^ч$ по выражению (9). Обобщенные результаты исследования отражены в табл. 1, где приведены лишь минимальные $\Delta\sigma_y^{мин}$, срединные $\Delta\sigma_y^{сред}$ и максимальные $\Delta\sigma_y^{макс}$ значения отклонений (9) для условий, приведенных в каждой строке левого столбца этой таблицы.

Таблица 1

Отклонения между аналитическими и численными значениями

| Диапазон изменения параметров | $\Delta\sigma_y^{мин}$,% | $\Delta\sigma_y^{сред}$, % | $\Delta\sigma_y^{макс}$, % |
|---|---|---|---|
| $1 \le \sigma_{пр} \le 30$, $\Delta\sigma_{пр} = 1$ | 0,1 | 0,5 | 1,0 |
| $0{,}01 \le \alpha_{пр} \le 0{,}9$, $\Delta\alpha_{пр} = 0{,}01$ | 1,0 | 1,5 | 2,0 |
| $1 \le T \le 500$, $\Delta T = 1$ | 0,5 | 0,9 | 1,3 |
| $1 \le k \le 10$, $\Delta k = 1$ | 0,7 | 1,1 | 1,5 |

Как видно из табл. 1, значения среднеквадратических отклонений, полученных аналитически по выражению (10) и численного моделирования, различаются не более, чем на 2% для всего диапазона исследования, что соответствует заданной инженерной точности, равной 5%.

Таким образом, для оценивания совместного подобия двух комплексов «объект−воздействия» целесообразно использовать следующее соотношение

$$\left| \frac{k_1^2 \cdot \sigma_{пр1}^2}{1+T_1\alpha_1} - \frac{k_2^2 \cdot \sigma_{пр2}^2}{1+T_2\alpha_2} \right| \le 0{,}05. \tag{10}$$

Поскольку значения времени запаздывания не вошло в условие (12), то оно в дальнейшем не учитывалось.

**Натурно-модельные исследования**

Для проверки соотношения (10) в условиях, близких к натурным, были проведены натурно-модельные исследования, для реализации которых в качестве исходных были использованы данные, характеризующие работу двух установок сжигания водоугольного топлива, характеристики которых приведены в [4]. Там были получены следующие значения параметров объектов управления по каналу преобразования «изменения расхода водоугольного топлива – изменения температуры в топке печи» («$\Delta Q_т \to \Delta T°C$»)

$$k_1=5{,}4 \text{ л/ч};\ T_1=182 \text{ с};$$
$$k_2=5{,}9 \text{ л/ч};\ T_2=135 \text{ с}. \tag{11}$$

Подстрочные индексы 1 и 2 параметров выражения (11) соответствуют принадлежности к первой и второй установкам сжигания водоугольного топлива.

Для рассмотренных установок были рассчитаны

− оценки среднеквадратических отклонений приведенных к выходу возмущений для первого $\sigma_{вых1}$ и второго $\sigma_{вых2}$ объектов управления, равные

$$\sigma_{вых1}=5{,}2°C;\ \sigma_{вых2}=1{,}2°C. \quad (12)$$

что указывает (см. выражение (3)) на отсутствие их подобия;

− оценки среднеквадратических отклонений приведенных к управляющему входу возмущений для первого объекта равны $\sigma_{1пр}$=23,5 л/ч, а для второго − $\sigma_{2пр}$=19,0 л/ч.

На рис. 2 в качестве примера представлены реализации приведенных к управляющему входу возмущений для первого (рис. 2а) и второго (рис. 2б) объектов управления. Их нормированные АКФ приведены на рис. 2в для первого $r_{1пр}(\theta)$ и второго $r_{2пр}(\theta)$ объектов.

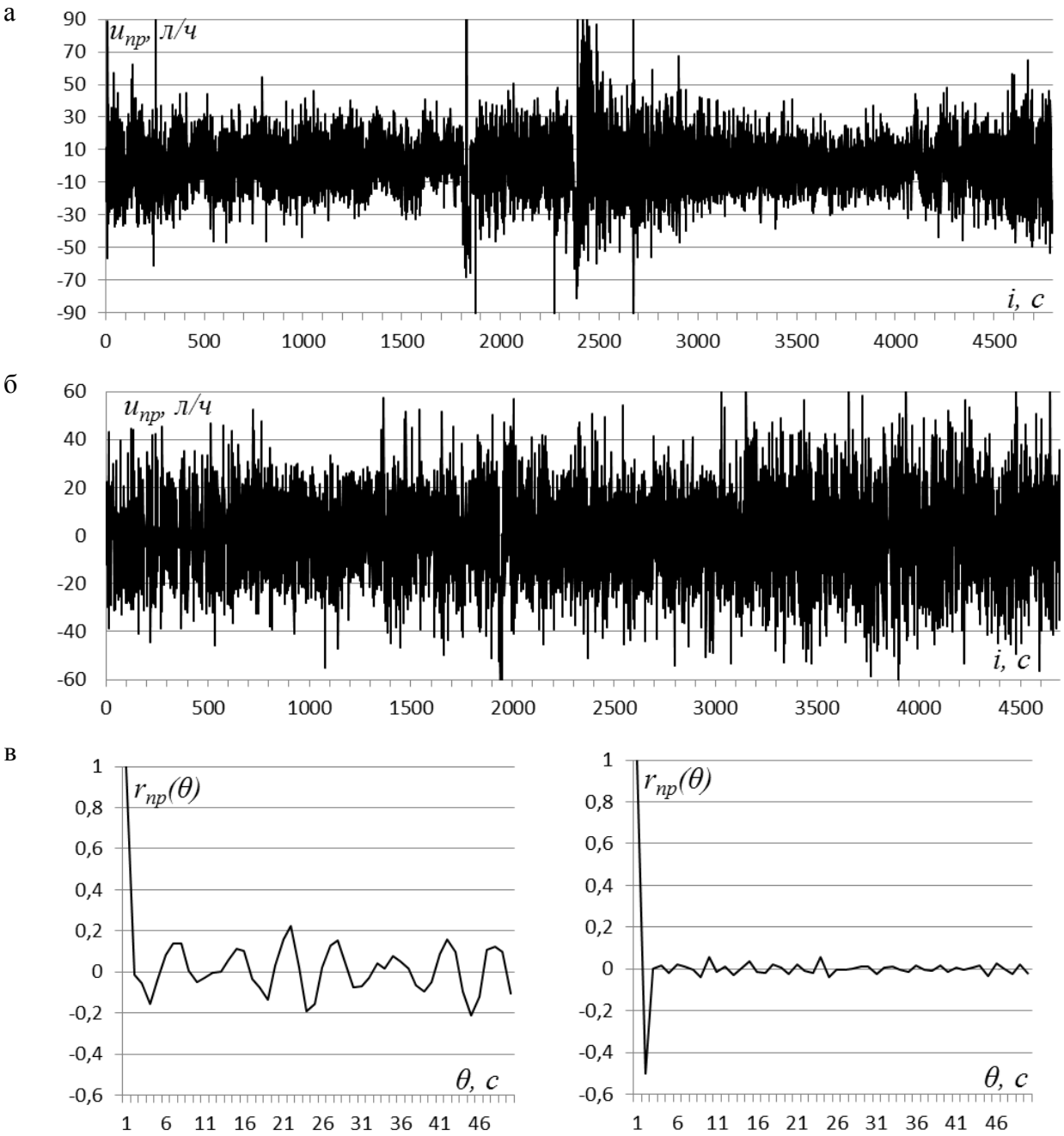



Рис. 2 – Реализации приведенных к входу возмущений для первого (а) и второго (б) объектов управления и их нормированные АКФ (в)

Для примера на рис. 3 приведены нормированные АКФ натурно-модельных рядов данных, значения параметра α для которых соответствуют первой строке приведенной ниже таблицы. При значениях $\alpha_1$=0,500, а $\alpha_1$=0,524 условие совместного подобия (9) натурно-модельного объекта и действующих на него приведенных к управляющему входу возмущений выполняется (значение в процентах модуля разности среднеквадратических отклонений $\Delta\sigma_y=2,4$), что говорит о совместном подобии приведенных возмущений и каналов их преобразования в объекте управления.

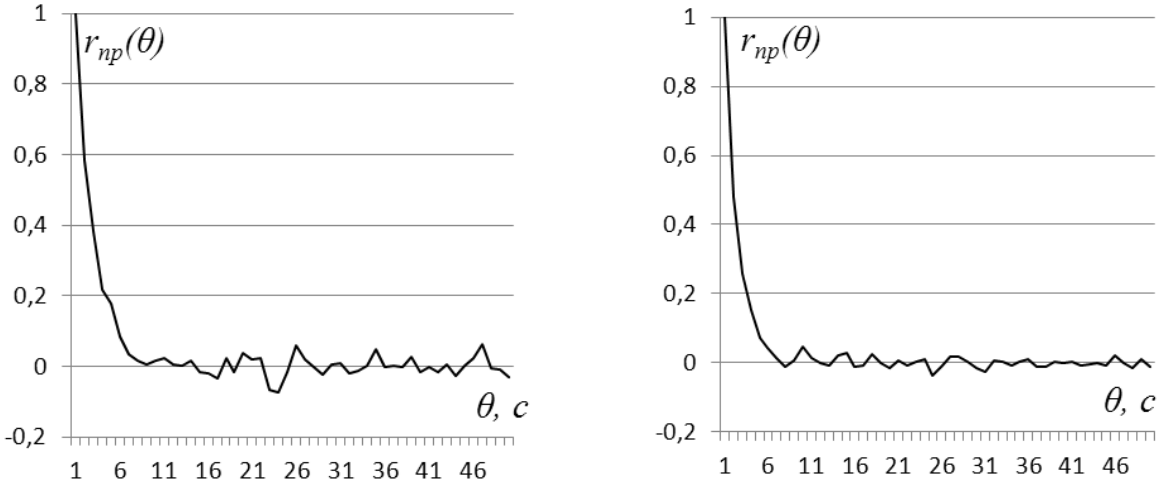



Рис. 3. Нормированные АКФ натурно-модельных рядов данных $u_{пр1}(i)$ и $u_{пр2}(i)$

В процессе исследования была проведена серия аналогичных натурно-модельных экспериментов, некоторые результаты которых для примера представлены в других строках табл. 2.

Таблица 2

Значения параметров моделей объекта и воздействий

| № | Объект 1 | | | | Объект 2 | | | | $\Delta\sigma_y$, % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | $\alpha, c^{-1}$ | $\sigma_{пр}$, л/ч | k,л/ч | T, с | $\alpha$, $c^{-1}$ | $\sigma_{пр}$, л/ч | k, л/ч | T, с | |
| 1 | 0,500 | 23,5 | 5,4 | 182,0 | ***0,524*** | 19,0 | 5,9 | 135,0 | 1,4 |
| 2 | 0,700 | 23,5 | 5,4 | 182,0 | ***0,735*** | 19,0 | 5,9 | 135,0 | 2,4 |
| 3 | 0,500 | 23,5 | 5,4 | 182,0 | 0,500 | ***18,6*** | 5,9 | 135,0 | 1,1 |
| 4 | 0,500 | 23,5 | 5,4 | 182,0 | 0,700 | 19,0 | ***6,8*** | 135,0 | 1,2 |
| 5 | 0,500 | 23,5 | 5,4 | 182,0 | 0,700 | 19,0 | 5,9 | ***101,1*** | 2,3 |

**Вывод**. Для исследованных характеристик каналов преобразования объекта управления и действующих на него приведенных возмущений, описываемых выражениями (1) и (2) необходимым и достаточным условием совместного подобия действующих на объект входных воздействий и каналов их преобразования является выполнение условия (10).

*This workshop was supported by Russian Federation for Basic Research (project No13-12-12009oti_m), Government state No2708GS*

**Список литературы**

1. Мышляев Л.П. Понятия и условия подобия систем управления / Мышляев Л.П., Евтушенко В.Ф., Березин Д.Г., Макаров Г.В., Ивушкин К.А. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия, 2012, №12 , С. 58-60.

2. Ротач В.Я. Расчет динамики промышленных автоматических систем регулирования. / В.Я. Ротач. М.: Энергия, 1973. – 439 с.

3. Макаров Г.В., Буркова Е.В., Демченко Д.Г. Моделирующий учебно-исследовательский комплекс // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве. Новокузнецк: СибГИУ, 2013. С. 268-271.

4. Евтушенко В.Ф., Макаров Г.В., Мышляев Л.П., Ивушкин К.А. Буркова Е.В. Исследования совместного влияния свойств возмущений и динамики объектов на эффективность системы регулирования (на примере установки сжигания водоугольного топлива) // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов сборник научных статей. Новокузнецк: СибГИУ, 2013. С. 189-193.

5. Макаров Г.В., Буркова Е.В., Зайцев А.В. Формирование временных рядов данных с заданными статистическими свойствами // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве. Новокузнецк: СибГИУ, 2013. С. 403-408.

УДК 681.51

# СИСТЕМА КООРДИНАТНО-ПАРАМЕТРИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ ОБЪЕКТОМ С РЕЦИКЛОМ

***[1]к.э.н. Ивушкин К.А., [2]Циряпкина А.В., [2]к.т.н. Киселев С.Ф., [1]д.т.н. Ивушкин А.А., [2]д.т.н. Мышляев Л.П., [3]к.т.н. Венгер К.Г., [2]А.А. Линков***

***1 – Объединенная компания «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия***

***2 – ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***

***3 – ЗАО «Стройсервис», г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Представлена модель объекта с рециклом, система координатно-параметрического управления и результаты ее исследований.

***Ключевые слова:*** положительная обратная связь, объект управления, система управления, координатное и параметрическое управление, переходный процесс

Рассматривается задача управления объекта с рециклом, в котором часть готовой продукции возвращается по цепи рецикла в реакционную зону объекта управления. Регулируемым выходным воздействием является характеристика качества выходного продукта объекта. При этом регулируемое выходное воздействие объекта равно воздействию через цепь рецикла. Количество или расход готового продукта, поступающего на выход объекта, не является регулируемой выходной величиной объекта управления. В то же время количество или расход готового продукта, возвращается по цепи рецикла в реакционную зону объекта управления, оказывает влияние на динамические характеристики каналов преобразования координатных входных воздействий (управляющих и внешних) объекта управления.

Известные системы [1-3] регулирования объектов с рециклом предусматривают регулирование расхода или характеристик качества выходного продукта посредством координатных управляющих воздействий.

В предлагаемой системе регулирования объекта с рециклом реализуется координатно-параметрическое управление характеристики качества выходного продукта посредством управляющих воздействий по двум каналам управления:

– координатного управляющего воздействия (например, расход или характеристика качества материала, поступающего на обработку в объекте управления), изменения которого влияют непосредственно на управляемое выходное воздействие объекта;

– параметрического управляющего воздействия (например, соотношение между количеством или расходом готового продукта, поступающего на выход объекта управле-

ния и поступающего в цепь рецикла объекта управления), изменения которого влияют на динамические характеристики канала преобразования изменений координатного управляющего воздействия в изменения регулируемого выходного воздействия объекта.

Структурная схема рассматриваемого объекта управления с рециклом изображена на рис. 1. Динамика каналов преобразования внешних и управляющих воздействий объекта описывается зависимостями:

$$Y(t) = Y_1(t) + Y_r(t) + \omega(t); \quad (1)$$

$$T_1(Q_r, t)\frac{dY_1(t)}{dt} + Y_1(t) = K_1(Q_r, t)U_1(t - \tau_1); \quad (2)$$

$$T_r\frac{dY_r(t)}{dt} + Y_r(t) = K_r Y(t - \tau_r); \quad (3)$$

$$T_1(Q_r,t) = T_1^* + a_1\delta V(Q_r,t); \quad (4)$$

$$K_1(Q_r,t) = K_1^* + a_2\delta\alpha(t); \quad (5)$$

$$\delta V(Q_r,t) = \int_{t_0}^{t} \delta Q_r(\Theta)\, d\Theta; \quad (6)$$

$$\delta Q_r(t) = Q_r(t) - Q_r^*; \quad (7)$$

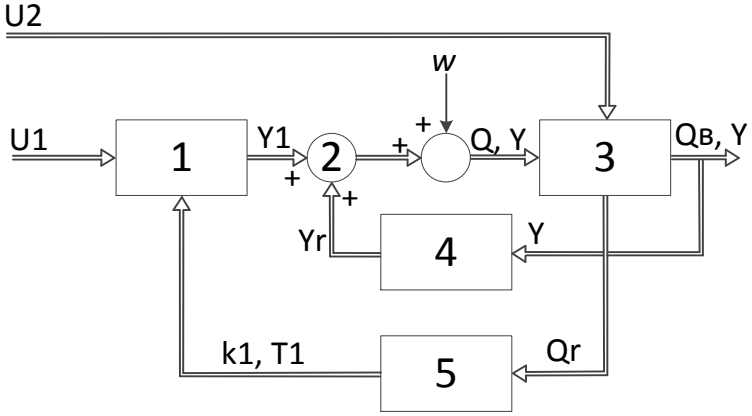
$$Q_r(t) = \alpha(t)\, Q^*; \quad (8)$$

$$Q_в(t) = (1 - \alpha(t))\, Q^*; \quad (9)$$

$$\alpha(t) = K_{po}\, U_2(t), \quad (10)$$

где $Y(t)$ – текущее значение регулируемого выходного воздействия объекта (характеристики качества выходного продукта объекта); $Y_1(t)$ - текущая величина изменения регулируемого выходного воздействия объекта под влиянием координатного управляющего воздействия; $Y_r(t)$ - текущая величина изменения регулируемого выходного воздействия объекта под влиянием воздействия по цепи рецикла; $\omega(t)$ – приведенное к выходу объекта управления неконтролируемое возмущающее воздействие, соответствующее совокупному влиянию на выходное воздействие объекта всех его неконтролируемых внешних воздействий; $U_1(t)$ - координатное управляющее воздействие, определяющее; $U_2(t)$ - параметрическое управляющее воздействие; $Q^* = const$ – расход готового продукта на выходе из реакционной зоны объекта управления; $\alpha^*$ и $\alpha(t)$ – соответственно, базовая и текущая величина доли готового продукта, возвращаемого в объект управления по цепи рецикла в зависимости от текущего положения регулирующего органа (делителя потока); $Q_в(t)$ – расход готового продукта, поступающего на выход объекта управления; $Q_r(t)$ – расход готового продукта, поступающего в цепь рецикла объекта управления; $Q_r^*$ – базовая величина расхода готового продукта, поступающего в цепь рецикла объекта управления; $T_1^*$ и $K_1^*$ - базовые значения параметров (постоянной времени и коэффициента усиления), характеризующих динамику канала преобразования изменений без учета запаздывания координатного управляющего воздействия $U_1(t)$ при базовой величине расхода $Q_r^*$ готового продукта, поступающего в цепь рецикла объекта управления; $T_1(Q_r,t)$ и $K_1(Q_r,t)$ – текущие значения параметров, характеризующих динамику канала преобразования изменений без учета запаздывания координатного управляющего воздействия $U_1(t)$ при текущей величине расхода $Q_r(t)$ готового продукта, поступающего в цепь рецикла объекта управления; $\tau_1 = const$ – время транспортного запаздывания в канале преобразования изменений координатного управляющего воздействия $U_1(t)$; $T_r = const$ и $K_r = const$ – значения параметров, характеризующих динамику канала преобразования изменений без учета запаздывания расхода $Q_r(t)$ готового продукта, поступающего в цепь рецикла объекта управления; $\tau_r = const$ – время транспортного запаздывания в канале преобразования изменений $Q_r(t)$ готового продукта, поступающего в цепь рецикла объекта управления; $a_1$ и $a_2$ - коэффициенты пересчета изменений значений технологических переменных в изменения параметров канала преобразования координатного управляющего воздействия (блока первого канала управления); $K_{po}$ – коэффициент передачи делителя потока; полагая $K_{po} = 1$ (что обычно и выполняется), получаем $\alpha(t) = U_2(t)$; $\delta Q_r(t)$ – текущие отклонения расхода готового продукта, поступающего в цепь рецикла объекта управления от его

базового значения под влиянием параметрического управляющего воздействия $U_2(t)$; $\delta V(Q_r,t)$ – текущие изменения количества обрабатываемого материала, находящегося в реакционной зоне объекта управления, определяющие текущие изменения численных значений параметров, характеризующих динамику канала преобразования изменений координатного управляющего воздействия.




1 – канал управления координатного управляющего воздействия, 2 - смеситель, 3 – делитель потока, 4 – канал преобразования изменений качества продукции в цепи ецикла, 5 - канал преобразования изменений расхода продукции в цепи рецикла

Рис. 1. Структура объекта управления с рециклом

С уменьшением доли готового продукта, возвращаемого в объект управления по цепи рецикла, уменьшается количество обрабатываемого материала, находящегося в реакционной зоне объекта управления. Это влечет за собой снижение инерционности канала преобразования координатного управляющего воздействия на величину $\delta T(Q_r,t)=a_1V(Q_r,t)$. Одновременно возрастает на величину $\delta K_1(\alpha,t)=a_2\delta\alpha(t)$ абсолютное значение коэффициента передачи этого.

Задача управления заключается в поддержании заданного значения управляемого выходного воздействия объекта посредством координатного управляющего воздействия по первому каналу управления. Для уменьшения интегральной ошибки регулирования при значительных отклонениях управляемого выходного воздействия от заданного значения, посредством управляющего воздействия $U_2(t)$ по второму каналу управления изменяются динамические характеристики канала преобразования координатного управляющего воздействия. Благодаря этому сокращается время переходного процесса в контуре координатного управления и уменьшается интегральная ошибка регулирования.

Такого рода объекты управления достаточно широко распространены в металлургической и горнорудной промышленности, в частности, при обогащении рудных материалов и углей, производстве обожженных окатышей и агломерата, при производстве кислорода из воздуха и пр.

Структурная схема системы управления рассматриваемым объектом с рециклом изображена на рис. 2 и содержит три контура:

– координатного управления с регулятором 8;
– параметрического управления с регулятором 9;
– адаптации с блоком 10 адаптации параметров регуляторов 8 и 9.

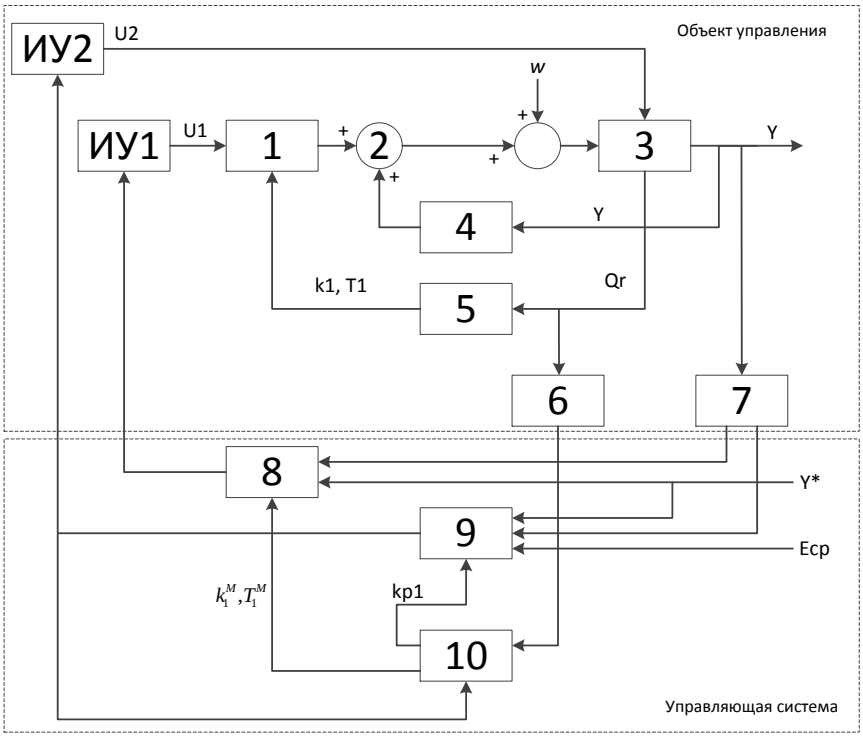
Алгоритм управления, реализуемый координатным регулятором 8, строится на базе традиционно применяемых алгоритмов управления объектов с запаздыванием [1,2] и выполняет следующие основные операции:

– расчетная компенсация эффектов влияния цепи рецикла на регулируемую выходную переменную;

– косвенное (расчетное) оценивание эквивалентного неконтролируемого возмущения объекта, приведенного к входу канала координатного управления;

– экстраполяция траектории эквивалентного неконтролируемого возмущения на интервале [t, (t+$\tau_1$)];

– формирование координатного управляющего воздействия $U_1(t)$ с учетом экстраполированных значений эквивалентного неконтролируемого возмущения и влияния рецикла.




6,7 – датчики, 8 – контур координатного управления, 9 – контур параметрического управления, 10 – блок адаптации

Рис. 2. Структурная схема системы управления объектом с рециклом

В основе процедур расчетной компенсация эффектов влияния цепи рецикла на регулируемую выходную переменную и косвенного оценивания эквивалентного неконтролируемого возмущения объекта лежит схема имитационного натурно-математического моделирования [4, 5]. При этом использовались модели (1- 11) объекта управления и стандартные регуляторы.

При воздействии на рассматриваемую систему ограниченных по абсолютной величине внешних воздействий по возмущающему $\omega(t)$ и задающему $Y^*(t)$ входам, когда требуемое качество регулирования $Y(t)$ обеспечивается управлением только по координатному управляющему входу объекта управления, параметрическое управляющее воздействие $U_2(t)$ фиксируется на базовом значении $U^*_2$, устанавливающем делитель 5 потока (регулирующий орган) в положение, соответствующее базовой величине $\alpha^*$ доли готового продукта, возвращаемого в объект управления по цепи рецикла. При этом текущие значения параметров канала координатного управления остаются неизменными и равными базовым значениям $T_1(Q_r,t) = T_1^*$ и $K_1(Q_r,t) = K_1^*$. Соответственно, остаются неизменными и равными базовой величине значения коэффициентов $T_1^м(t) = T_1^{м*}$ и $K_1^м(t) = K_1^{м*}$ моделей канала координатного управления, а так же настроечные коэффициенты используемого стандартного регулятора..

В контуре параметрического управления регулятором 9 осуществляется контроль за выполнением условия ограниченности внешних воздействий путем расчета текущего значения критерия качества регулирования и сопоставления его с заданными ограничени-

ями. В данном случае критерием качества регулирования служит среднемодульная ошибка $E_{ср}(t)$ регулирования, рассчитываемая путем усреднения на заданном скользящем интервале времени сигнала $|\varepsilon(t)|$ модуля текущей ошибки регулирования. При выполнении условия $E_{ср}(t) \leq E_{ср}^{гр}$ ($E_{ср}^{гр}$ - заданное ограничение на величину $E_{ср}(t)$) на выходе регулятора в контуре параметрического регулирования формируется управляющий сигнал $U_2^{р}(t) = U^*_2$. В противном случае сигнал $U_2^{р}(t)$ на выходе этого регулятора формируется путем коррекции базового значения $U^*_2$ на величину $\Delta U_2^{р}(t)$, рассчитываемую в соответствии с пропорционально- интегральным законом регулирования по входному сигналу [ $-E_{ср}(t)$].

Под действием сигнала $U_2^{р}(t)$ происходит перемещение делителя потока 3, и изменение величины доли $\alpha(t)$, а соответственно и расхода $Q_r(t)$, готового продукта, возвращаемого в объект управления по цепи рецикла. Изменение $Q_r(t)$ приводит к изменению количества $\delta V(Q_r,t)$ обрабатываемого материала, находящегося в реакционной зоне объекта управления, что влечет за собой изменения текущих значений параметров $T_1(Q_r,t)$ и $K_1(Q_r,t)$ канала координатного управления в соответствии с зависимостями (4)–(7). В рассматриваемом случае, учитывая, что сигнал на входе второго регулирующего блока всегда будет иметь отрицательное или нулевое значение, будет выполняться условие $U_2^{р}(t) \leq U^*_2$, и доля готового продукта, возвращаемого в объект управления по цепи рецикла, при выполнении условия $E_{ср}(t) \leq E_{ср}^{гр}$, будет уменьшаться. Это приводит у уменьшению постоянной времени инерции $T_1(Q_r,t)$ и к увеличению коэффициента $K_1(Q_r,t)$ усиления канала координатного управления, что способствует сокращению длительности переходных процессов в контуре координатного управления при компенсации значительных внешних возмущающих воздействий и реализации больших изменений задающего воздействия, сокращается время выхода системы на новый технологический режим и уменьшается величина $E_{ср}(t)$. Таким образом, достигается улучшение качества регулирования в переходные периоды при существенных изменениях технологического режима объекта управления.

Однако ограничения технологического характера (обеспечение баланса входных и выходных материальных потоков объекта управления при ограниченной емкости реакционной зоны объекта, ограничения со стороны смежных по технологической цепи объектов и т.д.) не допускают длительное включение в работу контура параметрического управления. Поэтому как только система выходит на новый режим и начинают выполняться условия ограниченности внешних воздействий $E_{ср}(t) \leq E_{ср}^{гр}$ и на выходе регулятора в контуре параметрического управления формируется сигнал $U_2^{р}(t) = U^*_2$, в соответствии с которым перемещается делитель потока 3, устанавливая величину доли $\alpha(t) = \alpha^*$. Таким образом, прекращается работа контура параметрического управления и восстанавливается базовый режим по рециклу. Текущие значения параметров канала координатного управления возвращаются к базовым значениям $T_1(Q_r,t) = T_1^*$ и $K_1(Q_r,t) = K_1^*$. Соответственно, возвращаются к базовым значениям и коэффициенты $T_1^{м}(t)$ и $K_1^{м}(t)$ модели, а так же коэффициент пропорциональности $K_{1p}(t) = K^*_{1p}$ регулятора в контуре координатного управления. Система продолжает функционировать как было показан выше при выполнении условий ограниченности по абсолютной величине внешних воздействий по возмущающему $\omega(t)$ и задающему $Y^*(t)$ входам.

В блоке 10 адаптации выполняется расчет текущих значений коэффициентов $T_1^{м}(t)$ и $K_1^{м}(t)$ частичной модели канала координатного управления, а так же коэффициента пропорциональности для стандартного регулятора, используемых в контуре координатного управления. Расчеты $T_1^{м}(t)$ и $K_1^{м}(t)$ выполняются в соответствии с зависимостями (4-6). Коэффициенты регулятора рассчитываются в соответствии формулами, рекомендуемыми стандартной методикой настройки типовых регуляторов [6].

Таким образом, при воздействии на рассматриваемую систему ограниченных по абсолютной величине внешних воздействий по возмущающему и задающему входам, ре-

гулирование технологического процесса осуществляется только путем корректировок текущих значений координатного управляющего входного воздействия $U_1(t)$ объекта управления. Параметрическое управляющее воздействие $U_2(t)$ фиксируется на базовом значении $U^*_2$.

При существенных изменениях технологического режима объекта управления, что сопутствует возникновению достаточно больших по абсолютной величине внешних воздействий по возмущающему и (или) задающему входам системы, дополнительно формируются изменения параметрического управляющего входного воздействия $U_2(t)$ объекта управления, определяющего величину расхода готового продукта, возвращаемого в объект управления по цепи рецикла. За счет этого увеличивается коэффициент усиления и сокращается постоянная времени инерции первого (координатного) канала управления. Системой выполняется соответствующая корректировка коэффициентов моделей канала преобразований координатных управляющих воздействий и первого регулирующего блока, используемых в контуре координатного управления. В результате уменьшается время переходных процессов в контуре координатного управления при компенсации значительных внешних возмущающих воздействий и реализации больших изменений задающего воздействия. Тем самым достигается улучшение качества регулирования в переходные периоды при существенных изменениях технологического режима объекта управления.

По окончании переходного процесса при смене технологического режима объекта управления прекращается работа контура параметрического управления и восстанавливается базовый расход в цепи рецикла. Текущие значения параметров первого (координатного) канала управления возвращаются к базовым значениям. Восстанавливаются базовые значения коэффициентов моделей канала преобразований координатных управляющих воздействий и первого регулирующего блока, используемых в контуре координатного управления.

Приведенное выше описание работы предлагаемой системы регулирования иллюстрируется ниже результатами испытаний системы автоматического регулирования плотности магнетитовой суспензии при обогащении рядового угля на тяжелосредных гидроциклонах. Регулируемой выходной величиной $Y$ объекта управления является плотность рабочей магнетитовой суспензии, измеряемой в кг/м$^3$, подаваемой из схемы приготовления суспензии на тяжелосредные гидроциклоны. Часть рабочей суспензии возвращается по схеме циркуляции назад в схему приготовления.

Работа системы иллюстрируется графиками переходных процессов под влиянием внешних ступенчатых воздействий по задающему входу $Y^*(t)$ (рис. 3) и по возмущающему входу $\omega(t)$ (рис. 4). Сопоставляются следующие три варианта структуры системы.

**Вариант 1.** При работе системы задействован только контур координатного управления. Контур параметрического управления выключен и положение делителя потока 3 не меняется, т.е. $\alpha(t) = \alpha^* = const$. Блок адаптации выключен и коэффициенты моделей канала преобразований координатных управляющих воздействий и первого регулирующего блока, используемые в контуре координатного управления, не корректируются.

**Вариант 2.** При работе системы задействованы как контур координатного управления, так и контур параметрического управления. Блок адаптации выключен и коэффициенты моделей канала преобразований координатных управляющих воздействий и первого регулирующего блока, используемые в контуре координатного управления не корректируются.

**Вариант 3.** При работе системы задействованы контуры координатного управления и параметрического управления. В блоке адаптации выполняется корректировка текущих значений коэффициентов моделей канала преобразований координатных управляющих воздействий и первого регулирующего блока, используемые в контуре координатного управления, в соответствии с изменениями $Q_r(t)$ под влиянием изменений $\alpha(t)$.

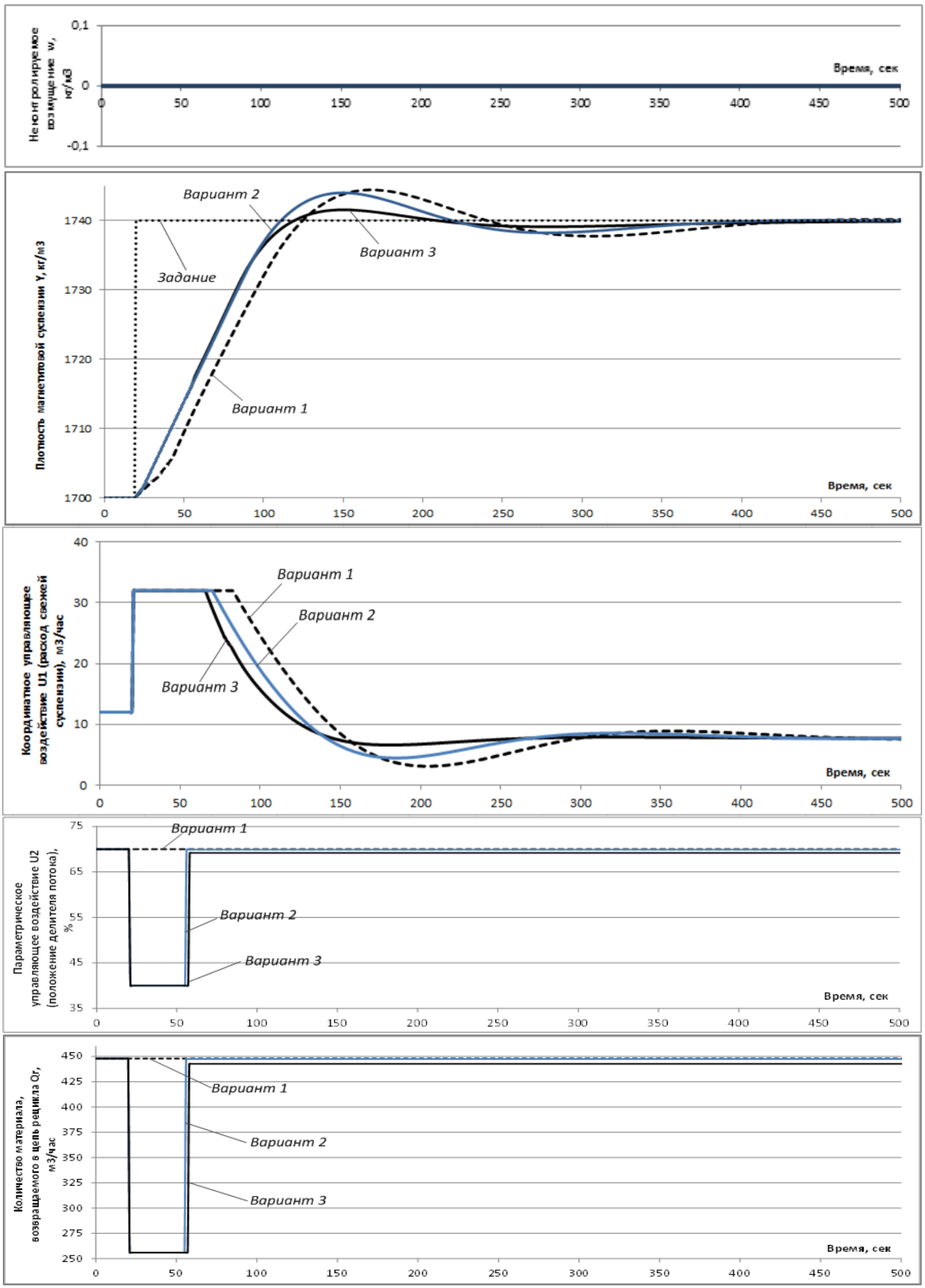



Рис. 3. Графики переходных процессов под влиянием внешних ступенчатых воздействий по задающему входу $Y^*(t)$

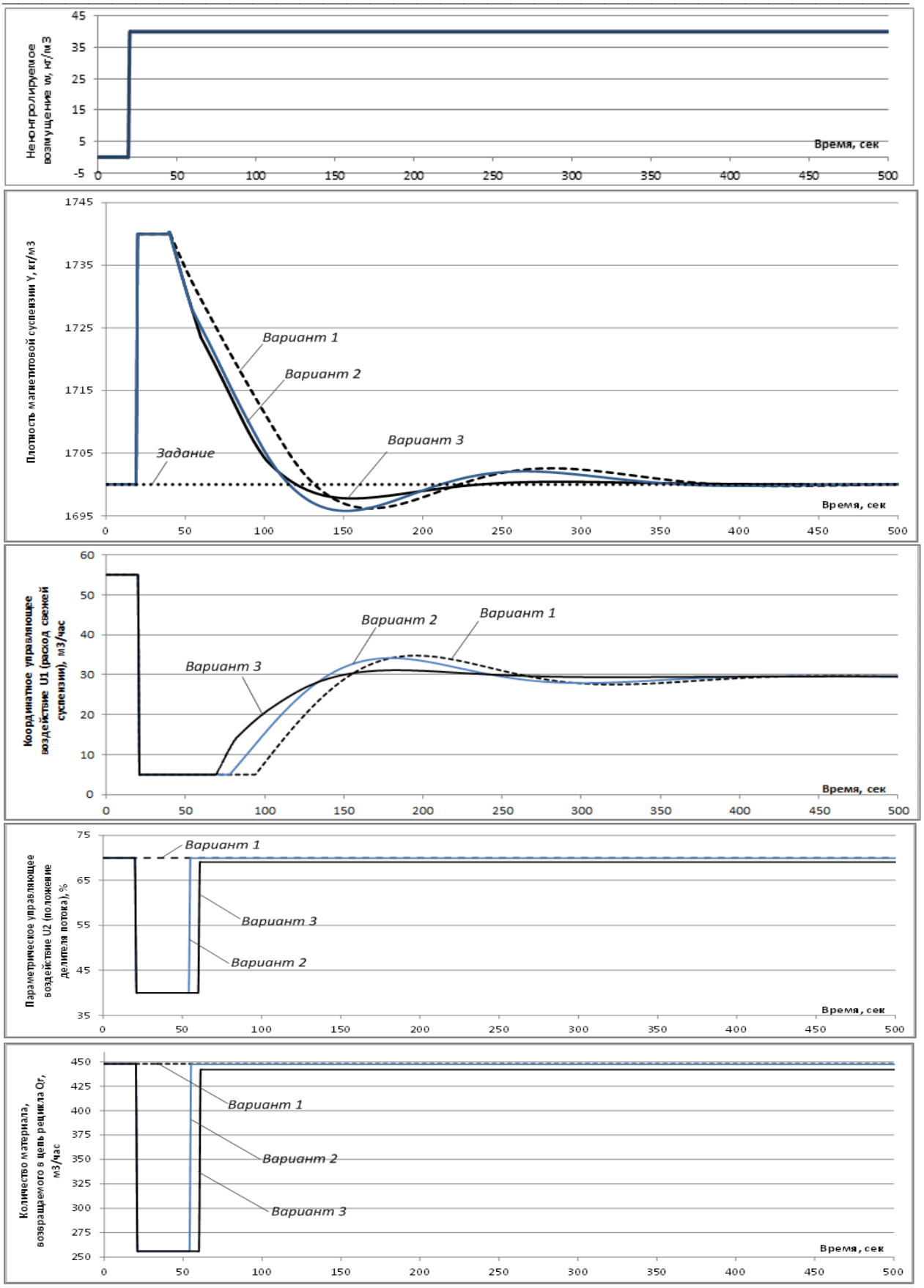



Рис. 4. Графики переходных процессов под влиянием внешних ступенчатых воздействий по возмущающему входу $\omega(t)$

Из графиков рис. 3 и 4 видно, что введение в действие контура параметрического управления (вариант 2) в дополнение к контуру координатного управления (вариант 1) обеспечивает уменьшение длительности переходных процессов и снижение величины динамического отклонения регулируемой выходной переменной от задания под влиянием управляющих воздействий. Введение в действие блока адаптации и выполнение корректировки текущих значений коэффициентов моделей канала преобразований координатных управляющих воздействий и первого регулирующего блока, используемых в контуре координатного управления (вариант 3), приводит к дополнительному уменьшению длительности переходных процессов и величины динамического отклонения регулируемой выходной переменной. Сопоставление величины среднемодульной ошибки регулирования для рассмотренных вариантов испытаний представлены в табл. 1.

Таблица 1

Сопоставление величины среднемодульной ошибки регулирования

| Вариант структуры системы | Среднемодульная ошибка регулирования, кг/м$^3$ | |
|---|---|---|
| | Внешнее воздействие по задающему входу | Внешнее воздействие по возмущающему входу |
| Вариант 1 | 5,44 | 5,94 |
| Вариант 2 | 4,50 | 4,50 |
| Вариант 3 | 4,06 | 4,07 |

Из представленных результатов следует, что введение в систему контура параметрического управления в дополнение к контуру координатного управления с корректировкой текущих значений коэффициентов моделей регулирующего блока, используемых в контуре координатного управления, приводит к улучшению качества регулирования не менее чем на 25%.

*Работа выполнена в рамках базовой части государственного задания министерства образования и науки на выполнение СибГИУ научно-исследовательской работы №2555*

## Список литературы

1. К вопросу об управлении объектами с рециклом / Венгер К.Г., Мышляев Л.П., Циряпкина А.В., Барагичев К.Е. // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: Труды VIII Всероссийской научно-практической конференции/ Сиб. гос. индустр. ун-т - Новокузнецк, 2011.- С. 137-142;
2. Численное исследование САР объектов с рециклом / Мышляев Л.П., Венгер К.Г., Циряпкина А.В. // Труды Всероссийской научно-практической конференции СибГИУ «Металлургия: технологии, управление, инновации, качество»/ Сиб. гос. индустр. ун-т – Новокузнецк, 2010.;
3. Патент на изобретение 2457528 Российской Федерации, МПК G05B13/00. Система регулирования объекта с рециклом/Мышляев Л.П., Ивушкин А.А., Циряпкина А.В. – № 2011130360/08, заявл. 20.07.2011, опубл. 27.07.2012
4. Системы автоматизации на основе натурно-модельного подхода: Монография в 3-х т. Т.2: Системы автоматизации производственного назначения / Л.П. Мышляев, А.А. Ивушкин, Г.П. Сазыкин и др.; Под ред. Л.П. Мышляева. – Новосибирск: Наука, 2006. – 483 с.
5. Применение физических моделей в схемах натурно-математического моделирования / Мышляев Л.П., Евтушенко В.Ф., Зельцер С.Р. // Известия ВУЗов. Черная металлургия. – 2010, №12.;
6. Проектирование систем контроля и автоматического регулирования металлургических процессов: пособие по курсовому и дипломному проектированию. / Г.М. Глинков, В.А. Маковский, С.Л. Лотман, М.Р. Шапировский; Под ред. Г.М. Глинкова. – Москва, «Металлургия», 1986. – 352 с.

УДК 622.7.013

# О МОДЕЛИРОВАНИИ ВАРИАНТОВ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ НА ПРИМЕРЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

***[1]к. т. н. Ляховец М.В., [2]Чичиндаев М.Г., [1]Барагичев К.Е., [1]к. т. н. Грачев В.В.***
***1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***
***2 - ЗАО «НИПИ Кузбасспроект», г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Рассмотрены два варианта системы управления промышленным объектом управления с постоянной и переменной структурами объекта.

***Ключевые слова:*** система управления, промышленный объект управления, моделирование, автоматизация, ПИ-закон регулирования.

Традиционные методы синтеза систем управления (СУ) имеют ряд особенностей, в полной мере не позволяющие создавать оптимальные, с производственной точки зрения, системы. Данные особенности широко известны и описаны в работах, например [1 - 3]. В данной работе приведём результаты исследования возможности совместного синтеза объектов управления (ОУ) и управляющих систем (УС) при автоматизации технологических процессов на примере горноперерабатывающей отрасли.

Исследования проводились с использованием программного средства, моделирующего ОУ и позволяющего проводить комплексное проектирование на уровне всего программно-технического комплекса (ПТК), представляя локальные технологические агрегаты в виде графических образов. Технолог-проектировщик, манипулируя этими графическими образами, сможет настраивать их взаимодействие друг с другом, оперативно внося изменения в технологическую схему. Данное программное средство разработано с использованием объектно-ориентированного языка высокого уровня Java. В основе архитектуры приложения лежит понятие типового звена, из совокупности которых можно составить любой агрегат, объект или систему управления, при этом типовые звенья являются внутренним (для программы) представлением элементов. Приложение позволяет «собирать» ОУ (или системы управления) из графических образов технологических агрегатов и проводить анализ такого ОУ (СУ).

Внешний вид приложения представлен на рис. 1. В верхней части окна на поле схемы изображена схема объекта управления, состоящая из элементов технологической схемы и связей между ними. В нижней части окна сгруппированы оптимизируемые параметры (критерии управления), координаты оптимизации (изменяемые параметры регулятора) и кнопки запуска расчётов. Пользователь (технолог-проектировщик) составляет технологическую схему (объект управления) из графических образов технологических агрегатов и указывает агрегаты, по выходам которых требуется построить графики.

В качестве модели исследования был выбран объект управления, состоящий из питателя, конвейера № 1, грохота, переключателя потоков, флотомашины, центрифуги и конвейера № 2. Технологическая схема (в окне разработанного приложения) представлена на рис. 1. Переключатель потока представляется как «ключ», переводящий поток либо на флотомашину, либо на центрифугу. Перемещение шиберной заслонки в переключателе потоков осуществляется «вручную».

Приложение визуализирует структуру ОУ, позволяет построить график переходного процесса, сохранить вычисленные значения выходов выбранных звеньев на каждом временном отсчёте в виде электронной таблицы, рассчитать значения показателей качества управления (среднеквадратическое отклонение, статическая ошибка и перерегулирование) и провести оптимизацию параметров регулятора симплекс-методом. Так же преду-

смотрен импорт и экспорт структуры ОУ (СУ). Практическая направленность такого рода программного средства позволяет автоматизировать процесс создания программного обеспечения (ПО) АСУ.

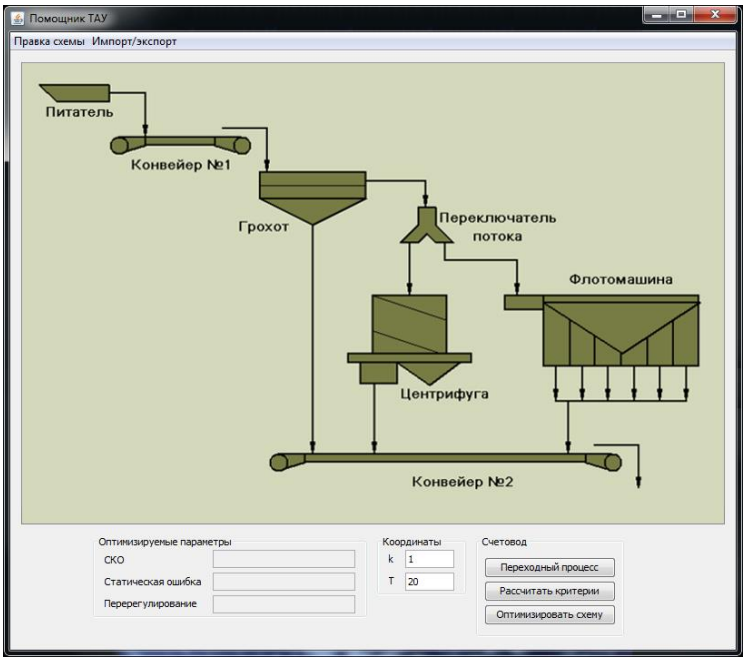



Рис. 1. Внешний вид приложения с изображённой технологической схемой

Для расчётов была построена следующая структурная схема объекта управления (рис. 2). Модельные значения параметров звеньев в структурной схеме управления представлены в табл.1.

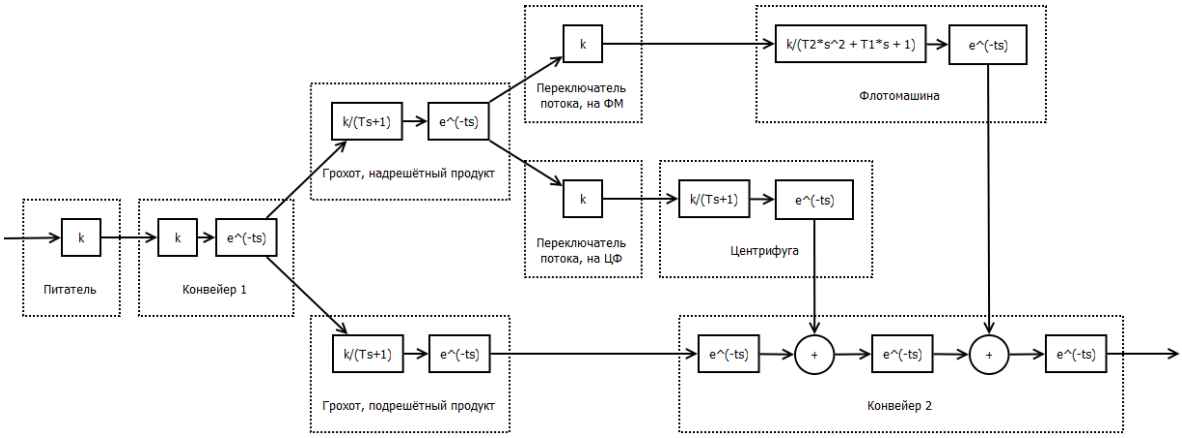



Рис. 2. Структурная схема объекта управления

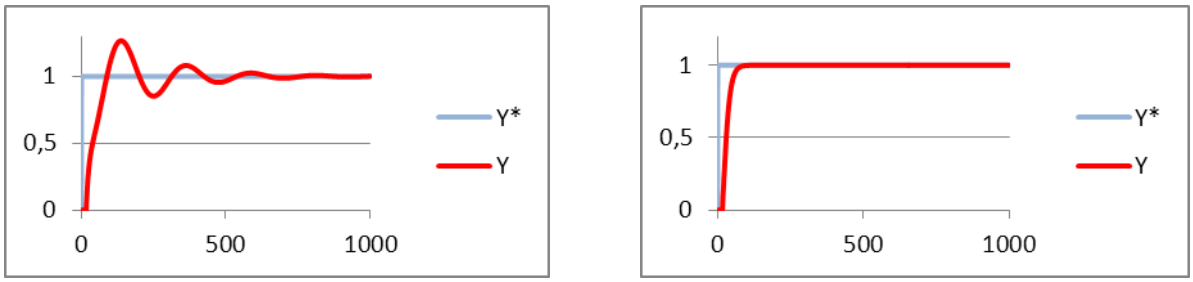
Таблица 1

Параметры звеньев в составе схемы управления

| | Пит. | Конв.1 | Грохот верх | Грохот низ | Конв.2 уч.1 | Конв.2 уч.2 | Конв.2 уч.3 | ЦФ | ФМ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| τ, с | - | 2,00 | 3,00 | 2,00 | 4,00 | 7,00 | 2,00 | 7,00 | 10,00 |
| k, кг/с | 1,00 | 0,99 | 0,49 | 0,49 | - | - | - | 1,00 | 1,00 |
| $T_1$, с | - | - | 9,00 | 9,00 | - | - | - | 10,00 | 12,00 |
| $T_2$, с | - | - | - | - | - | - | - | - | 35,00 |

Ключ $k_{кл}$ может принимать значения 1 и 0. Были смоделированы переходные процессы для двух положений переключателя потока: на флотомашину («на ФМ») и на центрифугу («на ЦФ»). Графики полученных переходных процессов представлены на рис. 3.

а б



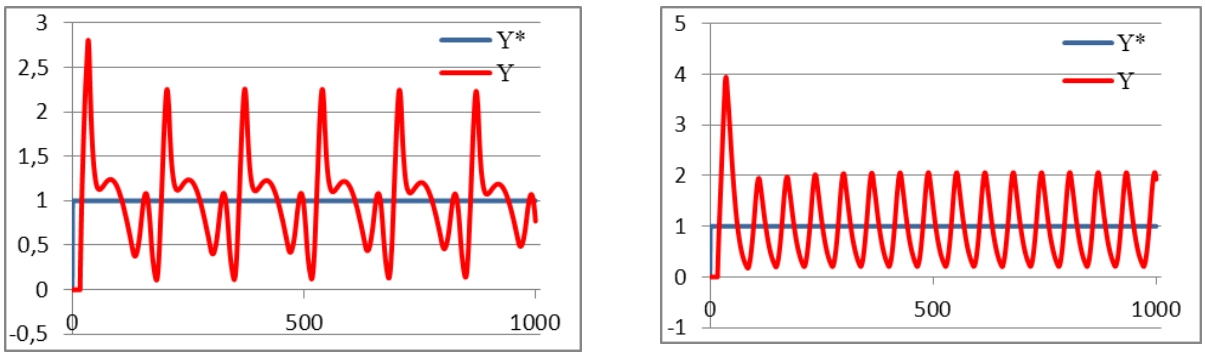

Y* – заданное значение выходной величины; Y – фактическое значение

Рис. 3. Графики переходных процессов при разных положениях переключателя потока: а - положение ключа «на ФМ»; б - положение ключа «на ЦФ»

В целях управления данным объектом на первом этапе была синтезирована СУ по отклонению с ПИ-законом регулирования [4] с обобщёнными параметрами $T_P = 0{,}7 \cdot T_O$ с, $k_P = \dfrac{0{,}7}{k_O \cdot \dfrac{\tau_O}{T_O}}$ с/кг, где $T_O = 179$ с (постоянная времени), $k_O = 1$ кг/с (коэффициент усиления объекта), $\tau_O = 21$ с (постоянная запаздывания объекта).

При таком выборе параметров ПИ-закона регулирования переходный процесс системы становится незатухающим колебательным (графики представлены на рис. 4).

а б




Y* – заданное значение выходной величины; Y – фактическое значение

Рис. 4. Графики переходных процессов СУ с обобщённым ПИ-законом регулирования при разных положениях переключателя потока: а - положение ключа «на ФМ»; б - положение ключа «на ЦФ»

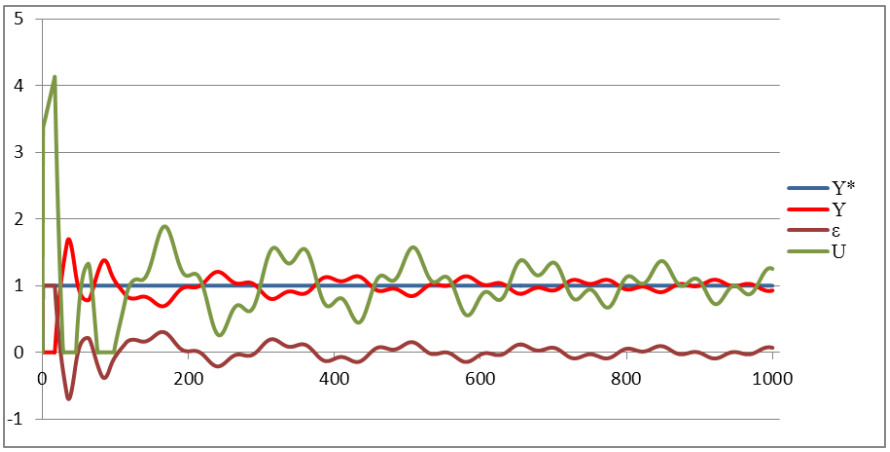
В целях улучшения управления данным объектом была синтезирована СУ по отклонению с ПИ-законом регулирования [1] с двумя наборами параметров, соответствующими разным положениям переключателя потока, т. е., с изменением структуры объекта. Таким образом, при разных положениях шиберной заслонки в переключателе потока в закон регулирования вводятся соответствующие параметры. Поиск оптимальных параметров закона регулирования производился с помощью поисковой оптимизации генетическим алгоритмом [5].

При текущих выбранных параметрах модельных агрегатов значения коэффициентов регулятора следующие:

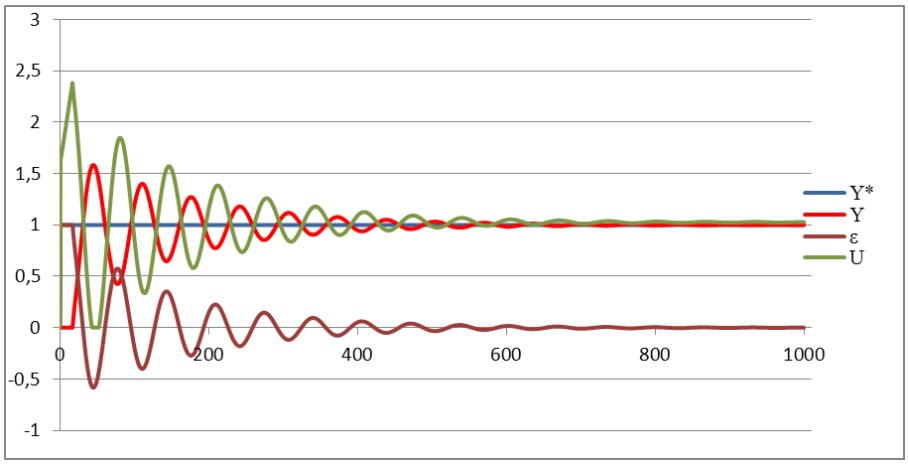
– при положении ключа «на ФМ» k = 3,32 кг/с, T = 70 с;
– при положении ключа «на ЦФ» k = 1,57 кг/с, T = 33,04 с.

Переходные процессы систем с указанными параметрами регулятора и положениями ключа представлены на рис. 5.

а




б




Y* – заданное значение выходной величины; Y – фактическое значение

Рис. 5. Переходный процесс СУ с ПИ-законом регулирования: а- положение ключа «на ФМ»; б- положение ключа «на ЦФ»

Очевидно, что законом регулирования с единственным набором параметров без оперативного вмешательства в структуру объекта не обойтись. Управляющая система, переключающая параметры ПИ-закона регулирования в зависимости от положения переключателя потока, даёт лучшие показатели управления. И наилучшим вариантом стала бы управляющая система, которая в зависимости от поставленных целей управления (например, сокращение затрат или сокращение длительности переходного процесса) автоматически переводила бы переключатель потока в нужное положение и переключала настройки ПИ-закона регулирования.

*Работа выполнена в рамках базовой части государственного задания министерства образования и науки на выполнение СибГИУ научно-исследовательской работы №2555*

## Список литературы

1. Ротач В.Я. Теория автоматического управления: учебник для вузов / В.Я. Ротач. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Издательский дом МЭИ, 2008. – 396 с., ил.

2. Мышляев Л.П. Совместный синтез объектов и управляющих систем на примере кислородно-конвертерного процесса / Л.П. Мышляев, С.М. Петрунин, А.М. Петрунин // Информационные технологии моделирования и управления. – № 7 (41), 2007 – С. 870-875.

3. О необходимости совместного синтеза объектов управления и управляющих систем / М.В. Ляховец, Л.П. Мышляев, К.А. Ивушкин, К.Е. Барагичев // Труды IX Всероссийской научно-практической конференции "Системы автоматизации в образовании, науке и производстве" / СибГИУ – Новокузнецк, 2013. – С. 52-54.

4. Теория систем с переменной структурой/ Под ред. С.В. Емельянова. – М.: Наука, 1970. – 592 с.

5. Емельянов В. В., Курейчик В. В., Курейчик В. М. Теория и практика эволюционного моделирования. – М: Физматлит, 2003. – 432 с.

УДК 622.23:52

# ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ И БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНОШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПОСРЕДСТВОМ ИННОВАЦИОННЫХ ОПЫТНО-КОНСТРУКТОРСКИХ РЕШЕНИЙ В ГОРНОМ МАШИНОСТРОЕНИИ

***[1]д.э.н. Петров И.В., [1]к.т.н. Федаш А. В., [2]MSc Eng Josef Duda***

***1 - Московский государственный горный университет, г. Москва, Россия***

***2 - Capital group Patentus Pszczyna, Польша***

***Аннотация.*** В статье рассмотрены инновационные опытно-конструкторские решения, используемые ведущими европейскими компаниями горного машиностроения при производстве зубчатых передач для конвейеров и другого горного оборудования. Представлены аргументы в пользу анализируемого оборудования с точки зрения максимального обеспечения устойчивости его функционирования и безопасности ведения горных работ. Рассмотрены основные производственные решения, позволяющие снизить эксплуатационные затраты, повысить энергоэффективность и безопасность ведения горных работ с использованием рекомендуемого набора оборудования.

***Ключевые слова:*** безопасность горных работ, горное машиностроение, зубчатые передачи, редукторы, мехатронический привод, европейский опыт, Patentus, инновационные технологии, угольная шахта, шахтный конвейер, эксплуатационные затраты, бюджетирование.

Развитие технологий горного производства происходит циклически по мере накопления знаний в фундаментальных науках и опыта их реализации в горном производстве. В настоящее время в мировой и отечественной горной науке формируются теоретические основы нового цикла развития горного производства, базу которого составляют результаты фундаментальных исследований, обеспечивающих роботизацию процессов и операций в опасных зонах; охрану недр и комплексное использование полезных ископаемых, повышение уровня энергосбережения, промышленной и экологической безопасности [1].

Одним из узких мест производственной цепочки от забоя до выдачи угля на поверхность является лавная и под лавная транспортировка, которая в основном осуществляется скребковыми конвейерами с подачей горной массы на ленточный конвейер. От безопасности и надежности данной системы зависят все основные производственно-экономические показатели работы угольной шахты. Рассмотрим возможные проблемы и способы их решения, предлагаемые одной из ведущих европейских компаний в области производства горного оборудования Акционерное общество PATENTUS (Польша) [2].

Одна из проблем – это транспортировка горной массы с заходок или угольных лав (камер) с небольшой добычей. Для этого компания предлагает использовать легкие скребковые конвейеры типа PAT 06, предназначенные для работы в горизонтальных или наклонных под углом +\-18 градусов горных выработках. Особенностью этой техники является возможность не только установки конвейера непосредственно на подошве выработки (с длиной конвейера от 25 до 200 м), но и подвески над отбирающим конвейером или тележками в выработках с наклоном +\-6 (с длиной конвейера от 50 до 80 м). В этом

случае натяжная головка конвейера и несколько секций желоба располагаются на подошве выработки, а остальные секции желоба и привод подвешены. При этом возможен выбор любого способа передвижения конвейера.

Лавные скребковые конвейеры должны совместно работать с секциями лавной крепи, а трасса конвейера быть надежной основой ходового пути для произвольного угольного комбайна с оснасткой элементами системы вождения и подачи комбайна типа Eicotrac. Предлагаемые PATENTUS лавные скребковые конвейеры E260 и E300 позволяют работать при продольных наклонах лавы +\- 35 и поперечных наклонах +\- 15 градусов, при максимальной длине лавы 400 м. В случае выхода негабарита желоб конвейера приспособлен для встраивания динамической дробилки горной массы, например PAT/WB-1300.

В современных высокопроизводительных лавах необходимо использование скребковых конвейеров большой мощности от 3x400 до 3x750 кВт шириной рештака конвейера от 1000 до 1200 мм. Для обеспечения устойчивости функционирования применяются технические решения, при которых замена цепей в конвейере сводится только к замене агрегата вала в сборе и приводной звезды. Корпуса, используемые в разгрузочном и возвратном приводах, имеют одинаковую конструкцию, что обеспечивает полную взаимозаменяемость.

Проведенный анализ аварийности лавного горношахтного оборудования и времени его простоев позволяет сделать выводы о важности технического узла зубчатых передач. Компания PATENTUS является признанным поставщиком горных машин и оборудования, и с 2011 года создала исследовательский и опытно-конструкторский отдел с инвестициями в современное обрабатывающее и контрольно-измерительное оборудование, что позволило наладить производство зубчатых передач на новом инновационном уровне. При разработке этой продукции используются усовершенствованные программные средства для конструирования и выполнения расчетов прочности. Предлагаемые редукторы предназначены для привода, как горного механического оборудования, так и для других отраслей промышленности. Редукторы выпускаются под заказ с любым передаточным числом, увеличивающим мощность вращения выходного вала.

Во всех модификациях зубчатых передач имеется возможность установки односторонних муфт и охлаждающих элементов. Корпуса редукторов изготовляются из серого или сфероидального чугуна на обрабатывающих центрах с числовым управлением, что позволяет достигать высокой точности исполнения, с обеспечением требуемой параллельности и перпендикулярности осей отверстий.

Все шестерни в передаче имеют эвольвентное зацепление и изготовлены из высококачественной легированной стали, прошедшей термо- и термохимическую обработку и шлифование. Конические зубчатые колеса имеют спиральные дуговые зубья, цилиндрические – прямые или наклонные, а колеса планетарной ступени – прямые зубья. Изготовленье зубьев соответствует 6-му классу точности согласно PN-ISO 1328.

Для смазки зубчатых элементов и подшипников используются минеральные трансмиссионные масла путем разбрызгивания и погружения. Для смазки подшипников вала конусной быстроходной ступени применяется принудительная система с использованием роторного насоса. В некоторых модификациях подшипники смазываются пластической смазкой.

Точность изготовления зубчатых передач проверяется на координационно-измерительных машинах, с испытанием под нагрузкой на испытательной станции с использованием усовершенствованного диагностического оборудования и камеры тепловидения.

Разработанная компанией PATENTUS технология позволяет изготавливать высокопроизводительное и прочное оборудование. Созданный мехатронический привод и передачи благодаря встроенным датчикам колебания, температуры, уровня и загрязнения

масла позволяют прогнозировать аварийное состояние оборудования и совмещать диагностику с системами автоматики диспетчерских служб. Применяемые технологии сокращают время закалки при сохранении механических свойств зубчатых колес: ударная вязкость, усталостная прочность, твердость. Повышенная прочность и безотказность элементов блоков привода обеспечиваются за счет получения более мелкого зерна в верхнем слое зубчатых колес или увеличения толщины упрочённых слоёв, что повышает прочность и износостойкость и соответственно срок эксплуатации на 30%. В результате снижаются эксплуатационные расходы, значительно повышается энергоэффективность и безопасность. Переход на оборудование нового уровня позволит повысить экономическую эффективность модернизации производства при ограниченных средствах внутреннего бюджетирования развития производства и обеспечения безопасности ведения горных работ [3].

Выпускаемое PATENTUS оборудование широко применяется на угольных шахтах Польши в компаниях: Kompania Węglowa, Jastrzębska Spółka Węglowa, Katowicki Holding Węglowy, TAURON. С 2014 года компания начинает поставку своего оборудования на горные предприятия России.

В компании продолжаются работы над проектом, результатом которого будут цилиндрические зубчатые колеса с увеличенным сроком эксплуатации, а также колеса, изготовленные с применением инновационной технологии вакуумного науглероживания.

Применение инновационных технологий производства, позволяющих получить зубчатые передачи (редукторы) с повышенной точностью изготовления, а также внедрение более производительной системы охлаждения и системы диагностики обеспечат устойчивость функционирования и безопасность горношахтного оборудования.

## Список литературы

1. Рубан А.Д., Федаш А.В. Методика оценки качества проектов угольных шахт по промышленной безопасности и надежности технологических систем // Вестник ТулГТУ. Наука о земле. – 2012. – Вып. 2. с. 93-103

2. PATENTUS акционерное общество. Комплексные системы для горнодобывающей промышленности./Издание III, сентябрь 2013. Pszczyna (Польша).

3. Петров И.В., Кушнеров Ю.П., Куршева С.Б. Бюджетное управление - инструмент достижения целей предприятия // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2005. - № 9. - С. 142-148.

УДК 621.357.74:669.14

# ВЛИЯНИЕ СТЕПЕНИ ПРЕВЫШЕНИЯ ПЛОТНОСТИ ТОКА КАТОДНОЙ ЗАЩИТЫ НАД ПЛОТНОСТЬЮ ПРЕДЕЛЬНОГО ТОКА ПО КИСЛОРОДУ И МЕХАНИЧЕСКИХ НАПРЯЖЕНИЙ НА ЭЛЕКТРОЛИТИЧЕСКОЕ НАВОДОРОЖИВАНИЕ СТАЛИ 17ГС

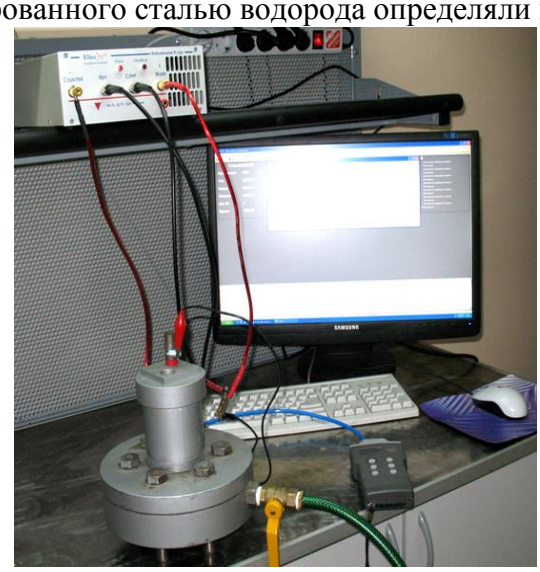
***Хижняков В.И., Жилин А.В., Сабулов В.А.***
***Национальный исследовательский Томский политехнический университет***
***г. Томск, Россия***

***Аннотация.*** В работе проведено исследование влияние степени превышения плотности тока катодной защиты ($j_{к.з.}$) над плотностью предельного тока по кислороду ($j_{пр}$) и механических напряжений на электролитическое наводороживание трубных сталей ферритно-перлитного класса. Выявлена зависимость степени наводороживания от напряжения образцов и режима катодной перезащиты.

***Ключевые слова:*** Электролитическое наводораживание, механические напряжения, режимы катодной защиты.

Влияние степени превышения плотности тока катодной защиты ($j_{к.з.}$) над плотностью предельного тока по кислороду ($j_{пр}$) и механических напряжений на электролитическое наводороживание трубной стали 17ГС определяли на видоизмененной установке Явойского В.И. и Рубенчика Ю.С. (рис 1).

Экспериментальная установка включает цилиндрический корпус 1 с крышкой 2, через которую пропущен механический индикатор стрелы прогиба образца 5 и анод 3. Корпус 1 выполнен из полимерного материала и прикреплен к держателю 4 образца 5 из трубной стали 17ГС толщиной 0,5 мм. Держатель 4 соединен с основанием 6. По оси корпуса 1 в основании 6 помещено деформирующее устройство 7, с помощью которого задавали необходимые механические напряжения в стальном образце. Количество окклюдированного сталью водорода определяли методом анодного растворения.



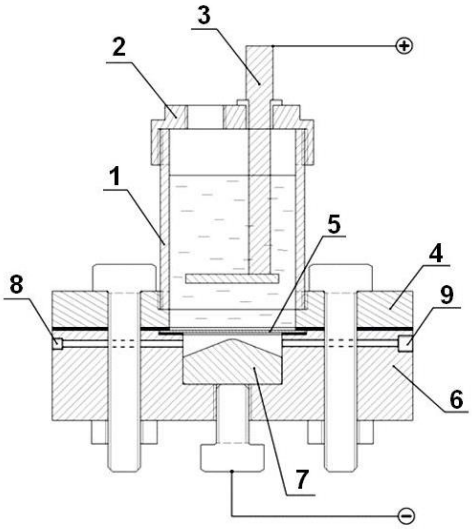



Рис. 1. Схема экспериментальной установки для определения влияния безразмерного критерия $j_{к.з}/ j_{пр}$ и механических напряжений на электролитическое наводороживание трубной стали

Полученные результаты позволили установить, что максимальное количество поглощенного сталью водорода ($C_{H_2}$) находится в пропорциональной зависимости от безразмерного критерия $j_{к.з.} / j_{пр}$:

$$C_{H_2} = Fj_{кз} / j_{пр} - P.$$

Коэффициенты $F$ и $P$ в уравнении зависят от внутренних напряжений в образцах. Когда механические напряжения в образце не превышали $0{,}5\sigma_m$, их степень наводороживания на фоне разброса экспериментальных результатов практически не отличается от ненапряженных образцов. Степень наводороживания заметно увеличивается при режиме катодной защиты, когда $j_{кз} / j_{пр} \geq 10$ и при напряжениях в образцах более $0{,}6\sigma_m$. Чем больше величина безразмерного критерия $j_{к.з.} / j_{пр}$, тем большее количество водорода поглощает трубная сталь. Причем абсорбирование $H_{адс}$ тем интенсивнее, чем выше внутренние напряжения в стальном образце. Так, при одинаковом режиме катодной перезащиты, когда $j_{к.з.} / j_{пр} \approx 110...120$, количество поглощенного водорода стальными образцами за 60 суток составило: без внутренних напряжений $C_{H_2}$ = 0,8 см$^3$/100 г; при внутреннем напряжении $0{,}6\sigma_m$ количество поглощенного водорода увеличилось: $C_{H_2}$ = 1,33 см$^3$/100 г.

Увеличение количества поглощенного водорода по мере роста растягивающих напряжений при увеличении стрелы прогиба образца связано, по-видимому, с появлением новых дислокаций вблизи внешней КЗП, образование которых становится заметным при внутренних напряжениях в образцах, превышающих $0{,}5\sigma_m$, и уменьшением при этом перенапряжения реакции выделения водорода [3]. Полученные результаты свидетельствуют о том, что накоплению критической концентрации водорода вблизи КЗП способствует множество факторов, среди которых важнейшими являются наличие катализаторов наводороживания, внутренних механических напряжений и величины безразмерного критерия, когда $j_{кз} / j_{пр} \geq 10$.

**Список литературы**

1. Хижняков В.И.. Коррозионное растрескивание трубопроводов под напряжением при транспорте нефти и газа.. - М.: КАРТЭК, 2013. – 176 с.
2. Хижняков В.И. Перезащита – фактор образования и роста стресс-коррозионных трещин на катоднозащищаемой поверхности высоконапорных трубопроводов // Практика противокоррози-онной защиты. - 2009. - № 4. - С. 40 - 43.
3. Дикий И.И., Процив И.М. Кинетика выделения водорода на деформированной поверхности железа // Защита металлов. - 1994. - Т. 30. - № 1. - С. 42-44.

УДК 614.8.084

# МЕТОДИКА ОЦЕНКИ РЕЗУЛЬТАТИВНОСТИ И ЭКОНОМИЧЕСКИЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ОХРАНОЙ ТРУДА И ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТЬЮ НА ОПАСНЫХ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ОБЪЕКТАХ ЭЛЕКТРОЭНЕРГЕТИКИ НА ПРИМЕРЕ ОАО «ЮЖНО-КУЗБАССКАЯ ГРЭС»

***[1]Поздняков А.Н., [2]д.т.н. Шевченко Л.А., [1]к.б.н. Семина И.С., [1]к.х.н., Лежава С.А.***
***1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский Государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***
***2 - ФГБОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет», г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Разработана методика количественной оценки безопасности труда с использованием математического аппарата теории квалиметрии. Выполнена оценка уровня охраны труда, промышленной и экологической безопасности за счет комплекса обобщенных и частных показателей результативности и экономический эффективности, основанных на расчетах ущерба от аварий, инцидентов, несчастных случаев, а также экологического ущерба. Предложена усовершенствованная методика разработки и внедрения интегрированных систем менеджмента на энергетических предприятиях с учетом оценки рисков в области качества, экологической и профессиональной безопасности.

***Ключевые слова:*** электроэнергетика, травматизм, аварийность, оценка безопасности, показатели результативности и экономический эффективности.

Постановка задач по совершенствованию системы управления охраной труда и промышленной безопасностью (СУОТ и ПБ) имеет первостепенное значение в постреформенный для объектов электроэнергетики период. Анализ причин несчастных случаев, произошедших в ОАО «Южно-Кузбасская ГРЭС» (ОАО «ЮК ГРЭС») с 1978 по 2010 гг. позволяет сделать вывод, что в подавляющем большинстве случаев (78,5 %) присутствует

так называемый «человеческий фактор» (нарушение персоналом требований правил, норм и инструкций; неудовлетворительная организация производства работ; личная неосторожность пострадавшего; не проведение (некачественное проведение) инструктажа; неприменение СИЗ; нарушение правил дорожного движения; нарушение норм делового общения с причинением травмы) [1].

Среди классификационных признаков организационных причин инцидентов в ОАО «ЮК ГРЭС» за 11 лет с 2000 по 2010 гг. на первом месте несоблюдение сроков, невыполнение в требуемых объемах технического обслуживания оборудования (47,12 %), на втором - ошибочные или неправильные действия привлеченного персонала (21,36 %), на третьем - ошибочные или неправильные действия оперативного персонала (12,54 %); на четвертом - ошибочные или неправильные действия ремонтного и наладочного персонала (6,78 %). Среди классификационных признаков технических причин инцидентов в ОАО «ЮК ГРЭС» за 11 лет с 2000 по 2010 гг. на первом месте коррозионный, эрозионный износ (14,23 %), на втором - дефект сварного соединения (шва) (13,87 %), на третьем - золовой износ (12,41 %), на четвертом - термическое повреждение, перегрев, пережог (9,85 %), на пятом – исчерпание ресурса (9,12 %) [2].

Перечисленные факторы в основном обусловлены подготовкой и отношением к безопасности персонала ОАО «ЮК ГРЭС». Анализ травматизма, аварийности и известных методик оценки эффективности функционирования СУОТ и ПБ позволяет сделать вывод, что обоснование частных и обобщенных показателей эффективности функционирования указанных систем и разработка методик их расчета является весьма актуальной научно-практической задачей для объектов электроэнергетики.

Процессы интеграции в современных условиях развития сообщества объективно необратимы, поэтому современная концепция управления качеством продукции и услуг при достижении всех целей и задач на энергопредприятии, и, в первую очередь, в вопросах безопасности технологических процессов, предполагает ее обязательный приоритет среди других направлений управления. Необходимо отметить неразрывную связь практической оценки качества продукции и безопасности технологических процессов энергетических предприятий. Факт единства указанных вопросов позволяет сделать вывод о правомерности распространения математического аппарата квалиметрии на оценку безопасности технологических процессов на всех стадиях жизненного цикла продукции.

При разработке методики оценки функционирования СУОТ и ПБ на опасных производственных объектах (ОПО) электроэнергетики необходимо, чтобы показатель безопасности отвечал следующим требованиям:

1) количественная оценка показателя должна иметь числовое значение;

2) числовое значение должно устанавливать нормативные значения предотвращения аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологического ущерба;

3) количественная оценка предотвращения аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологического ущерба должна изменяться в пределах от 0 до 1;

4) оценка должна отражать достаточность принимаемых мероприятий по предотвращению аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологического ущерба.

В целях разработки методики количественной оценки безопасности труда на энергетическом предприятии введем коэффициенты предотвращения: несчастных случаев ($К_{нс}$), аварий и инцидентов ($К_{ав.}$), экологического ущерба ($К_{экол.}$).

Для расчета коэффициента предотвращения несчастных случаев ($К_{нс}$) в ОАО «ЮК ГРЭС» предлагается использовать дифференциальный метод оценки уровня качества:

$$К_{нс} = \frac{У_{нс\ пред.}}{У_{нс\ возм.}} = \frac{(У_{нс\ возм.} - У_{нс\ факт.})}{У_{нс\ возм.}}, \quad (1)$$

где $У_{нс\ пред.}$ - предотвращенный экономический ущерб от несчастных случаев за год, тыс. руб.; $У_{нс\ факт.}$ – фактический экономический ущерб от несчастных случаев за год, тыс.

руб.; $У_{нс\ возм.} = У_{нс\ пред.} + У_{нс\ факт.}$ – суммарный возможный экономический ущерб от несчастных случаев за год, тыс. руб.

Для расчета коэффициента предотвращения аварий и инцидентов ($К_{ав.}$) в ОАО «ЮК ГРЭС» предлагается использовать дифференциальный метод оценки уровня качества:

$$К_{ав.} = \frac{У_{ав.\ пред.}}{У_{ав.\ возм.}} = \frac{(У_{ав.\ возм.} - У_{ав.\ факт.})}{У_{ав.\ возм.}}, \quad (2)$$

где $У_{ав.\ пред.}$ - предотвращенный экономический ущерб от аварий и инцидентов за год, тыс. руб.; $У_{ав.\ факт.}$ – фактический экономический ущерб от аварий и инцидентов за год, тыс. руб.; $У_{ав.\ возм.} = У_{ав.\ пред.} + У_{ав.\ факт.}$ – суммарный возможный экономический ущерб от аварий и инцидентов за год, тыс. руб.

Для расчета коэффициента предотвращения экологического ущерба ($К_{экол.}$) в ОАО «ЮК ГРЭС» предлагается использовать дифференциальный метод оценки уровня качества:

$$К_{экол.} = \frac{У_{экол.\ пред.}}{У_{экол.\ возм.}} = \frac{(У_{экол.\ возм.} - У_{экол.\ факт.})}{У_{экол.\ возм.}}, \quad (3)$$

где $У_{экол.\ пред.}$ - предотвращенный экологический ущерб за год, тыс. руб.; $У_{экол.\ факт.}$ – фактический экологический ущерб за год, тыс. руб.; $У_{экол.\ возм.} = У_{экол.\ пред.} + У_{экол.\ факт.}$ – суммарный возможный экологический ущерб за год, тыс. руб.

Для расчета комплексного коэффициента предотвращения аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологического ущерба (К) в ОАО «ЮК ГРЭС» предлагается использовать комплексный метод оценки уровня качества:

$$К = \frac{У_{\sum пред.}}{У_{\sum возм.}} = \frac{(У_{\sum возм.} - У_{\sum факт.})}{У_{\sum возм.}}, \quad (4)$$

где $У_{\sum пред.} = У_{нс\ пред.} + У_{ав.\ пред.} + У_{экол.\ пред.}$ – суммарный предотвращенный ущерб от аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологический ущерб за год, тыс. руб.; $У_{\sum факт.} = У_{нс\ факт.} + У_{ав.\ факт.} + У_{экол.\ факт.}$ – суммарный фактический ущерб от аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологический ущерб за год, тыс. руб.; $У_{\sum возм.} = У_{\sum пред.} + У_{\sum факт.}$ – суммарный возможный ущерб от аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологический ущерб за год, тыс. руб.

Виды деятельности, осуществляемые в ОАО «ЮК ГРЭС» при производстве тепловой и электрической энергии и оказывающие значительное влияние на удовлетворение требований потребителей, идентифицированы как процессы. Под процессом понимается совокупность взаимосвязанных или взаимодействующих видов деятельности, преобразующих входы (требования и ожидания потребителей) в выходы (продукцию/услугу).

Принцип выделения процессов предусматривает определение видов деятельности, которые влияют на удовлетворенность потребителей, выделяя из них процессы, приносящие добавленную стоимость конечному продукту (услуге) – группа основных процессов, а также вспомогательных процессов (создают условия для осуществления основных процессов) и процессов менеджмента (обеспечивают функционирование процессов организации). Процессы менеджмента в нашем случае это система менеджмента качества (СМК), система менеджмента профессионального здоровья и безопасности (СМПЗиБ) и система экологического менеджмента (СЭМ) [3-5].

В общем случае результативность любого процесса в ОАО «ЮК ГРЭС» складывается из результативности критериев. Определение результативности каждого критерия ($К_i$) процесса производится по формуле:

$$К_i = \frac{Ф_i}{Н_i}, \quad (5)$$

где $Ф_i$ – фактическое значение критерия результативности процесса; $Н_i$ - нормативное значение критерия результативности процесса.

Оценка критериев результативности процесса проводится согласно условиям: если $К_i < 1$, то критерий по процессу не достигнут; $К_i = 1$ - критерий по процессу достигнут.

Определение результативности процесса ($К_п$) в ОАО «ЮК ГРЭС» производится по формуле:

$$К_п = \sum_{i=1}^{n} К_i / n \,, \tag{6}$$

где $n$ – количество критериев.

Оценка результативности процесса определяется по соответствию полученного значения результативности одному из 3-х приведенных ниже диапазонов значений. Диапазон критериев оценки, который необходим для анализа степени достижения запланированных результатов и разработки соответствующих корректирующих действий, представлен в табл. 1.

Таблица 1

Диапазон критериев оценки результативности процесса

| | |
|---|---|
| $К_п < 0{,}8$ | Процесс не результативен и требует разработки корректирующих действий. |
| $0{,}8 \le К_п < 1$ | Процесс результативен, но фактическое значение одного или более критериев не достигло нормативного. Исходя из причин, по которым критерии не достигли нормативных значений, определяется необходимость проведения корректирующих действий. |
| $К_п = 1$ | Процесс результативен. |

Результативность интегрированной системы менеджмента (ИСМ) ОАО «ЮК ГРЭС» складывается из результативности отдельных процессов, в число которых входит комплексный коэффициент предотвращения аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологического ущерба (К). Определение результативности ИСМ ($К_{ИСМ}$) ОАО «ЮК ГРЭС» предлагается производить по формуле:

$$К_{ИСМ} = \sum_{i=1}^{N} К_п \Big/ N \,, \tag{7}$$

где $N$ – количество процессов.

Оценка результативности ИСМ ОАО «ЮК ГРЭС» осуществляется согласно диапазону критериев оценки, представленных в табл. 2.

Таблица 2

Диапазон критериев оценки результативности ИСМ

| | |
|---|---|
| $К_{ИСМ} < 0{,}8$ | ИСМ функционирует нерезультативно и требует разработки корректирующих действий. |
| $0{,}8 \le К_{ИСМ} < 1$ | ИСМ функционирует результативно, но требуются корректирующие действия по не результативным процессам (не достигнутым критериям результативности). |
| $К_{ИСМ} = 1$ | ИСМ функционирует результативно и не требует разработки корректирующих действий. |

В процессе проведения оценки качества особого внимания заслуживает интегральный показатель качества продукции, в упрощенном виде отражающий соотношение полезного эффекта от процесса и суммарных затрат на осуществление указанного процесса. Указанный показатель должен иметь числовое значение не менее 1. При величине данного

показателя менее 1, с экономической точки зрения процесс является неэффективным, т.к. затраты превышают эффект от его осуществления.

Расчет показателя экономической эффективности СУОТ и ПБ по предотвращению несчастных случаев ($П_{нс}$) в ОАО «ЮК ГРЭС» предлагается выполнять по формуле:

$$П_{нс} = \frac{У_{нс\ пред.}}{(У_{нс\ возм.} + З_{от})}, \quad (8)$$

где $З_{от}$ – суммарные затраты на мероприятия по охране труда за год, тыс. руб.

Расчет показателя экономической эффективности СУОТ и ПБ по предотвращению аварий и инцидентов ($П_{ав.}$) в ОАО «ЮК ГРЭС» предлагается выполнять по формуле:

$$П_{ав.} = \frac{У_{ав.\ пред.}}{(У_{ав.\ возм.} + З_{ав.})}, \quad (9)$$

где $З_{ав.}$ – суммарные затраты на мероприятия по предотвращению аварий и инцидентов за год, тыс. руб.

Расчет показателя экономической эффективности СУОТ и ПБ по предотвращению экологического ущерба ($П_{экол.}$) в ОАО «ЮК ГРЭС» предлагается выполнять по формуле:

$$П_{экол.} = \frac{У_{экол.\ пред.}}{(У_{экол.\ возм.} + З_{экол.})}, \quad (10)$$

где $З_{экол.}$ – суммарные затраты на мероприятия по предотвращению экологического ущерба за год, тыс. руб.

Расчет комплексного показателя экономической эффективности СУОТ и ПБ по предотвращению аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологического ущерба (П) в ОАО «ЮК ГРЭС» предлагается выполнять по формуле:

$$П = \frac{У_{\sum\ пред.}}{(У_{\sum\ возм.} + З_{\sum})}, \quad (11)$$

где $З_{\sum}$ – суммарные затраты на мероприятия по предотвращению аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологического ущерба за год, тыс. руб.

Для анализа эффективности функционирования СУОТ и ПБ на ОПО ОАО «ЮК ГРЭС» в соответствии с разработанной методикой необходимы следующие исходные данные:

1) предотвращенный экономический ущерб за год (тыс. руб.) от: несчастных случаев, ($У_{нс\ пред.}$); аварий и инцидентов ($У_{ав.\ пред.}$); экологических нарушений ($У_{экол.\ пред.}$); суммарный от аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологических нарушений ($У_{\sum\ пред.}$);

2) фактический экономический ущерб за год (тыс. руб.) от: несчастных случаев, ($У_{нс\ факт.}$); аварий и инцидентов ($У_{ав.\ факт.}$); экологических нарушений ($У_{экол.\ факт.}$); суммарный от аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологических нарушений ($У_{\sum\ факт.}$);

3) суммарные затраты за год (тыс. руб.) на мероприятия по: охране труда ($З_{от}$); предотвращению аварий и инцидентов ($З_{ав.}$); предотвращению экологического ущерба ($З_{экол.}$); предотвращению аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологического ущерба ($З_{\sum}$).

Для расчета $У_{нс\ факт.}$ произведем перевод человеко-дней нетрудоспособности по несчастным случаям за год в рубли по следующему правилу: средняя заработная плата (для ОАО «ЮК ГРЭС» в 2010 г. – 25000 руб./мес.) делим на 20 (число рабочих дней в месяц) и умножаем на количество потерянных дней, приведенных в [1].

Фактов возникновения аварий и экологических нарушений в ОАО «ЮК ГРЭС» за 2000-2010 гг. зафиксировано не было, поэтому ущерб по ним равен нулю. Фактический экономический ущерб по инцидентам в ОАО «ЮК ГРЭС» за 2000-2010 гг. приведен в [2].

Затраты на мероприятия по предотвращению аварий, инцидентов, несчастных случаев в ОАО «ЮК ГРЭС» за 2000-2010 гг. приведены в [1-2].

Затраты на мероприятия по предотвращению аварий, инцидентов представляют собой инвестиции и расходы на проведение ремонтов оборудования, зданий и сооружений ОАО «ЮК ГРЭС». Указанные затраты также способствуют улучшению экологического состояния энергообъекта, поэтому в расчетах примем допущение, что они тождественны.

Данные по предотвращенному экономическому ущербу возьмем из декларации [6]. Декларация [6] прошла процедуру экспертизы промышленной безопасности в 2009 г. и зарегистрирована в Центральном аппарате Ростехнадзора за №08-ДБ-(Х)0184-2009. Величина предотвращенного экономического ущерба в ОАО «ЮК ГРЭС» по составляющим в ценах 2009 г. [6] приведена в табл. 3. Оборудование, здания и сооружения ОАО «ЮК ГРЭС» со временем устаревают, поэтому количество его отказов, и, как следствие, вероятность возникновения аварий, инцидентов, несчастных случаев и экологического ущерба увеличивается. Для расчета предотвращенного экономического ущерба в ОАО «ЮК ГРЭС» по составляющим примем, что оборудование, здания и сооружения ежегодно устаревают на 5%, (средний процент амортизации). Проведем ретроспективный (2000-2008 гг. – минус 5% ежегодно) и перспективный (2010 г. – плюс 5% ежегодно) расчет предотвращенного экономического ущерба.

Таблица 3

Величина предотвращенного экономического ущерба

| № п/п | Вид предотвращенного экономического ущерба при реализации наиболее опасных аварий на ОПО ОАО «ЮК ГРЭС» | Величина предотвращенного ущерба на ОПО ОАО «ЮК ГРЭС», тыс. руб. | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | площадка главного корпуса | площадка подсобного хозяйства | топливное хозяйство | площадка трансформаторной подстанции | Итого |
| | Прямой ущерб и расходы на ликвидацию последствий аварий | 69955 | 8769 | 4445 | 42687 | 125856 |
| | Социально-экономические потери | 2210 | 11185 | 2145 | 2015 | 17555 |
| | Экологический ущерб | 54,8 | 24,5 | 1720 | 192,5 | 1991,8 |
| | Ущерб третьим лицам | 0 | 2211 | 0 | 0 | 2211 |
| | Итого | 72219,8 | 22189,5 | 8310 | 44894,5 | 147613,8 |

Результаты расчетов $К_{нс}$ и $П_{нс}$ по формулам (1) и (8) приведены в табл. 4. В целях приведения расчетов к единому масштабу цен $З_{от}$ и $У_{нс\ факт.}$ [1] переведены в цены 2010 г. из расчета уровня инфляции (в среднем 6% в год).

Таблица 4

Результаты расчетов

| Показатели | Годы | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 | 2008 | 2009 | 2010 |
| $К_{нс}$ | 0,972 | 0,978 | 0,987 | 0,995 | 0,991 | 1 | 0,996 | 0,995 | 0,983 | 0,992 | 0,992 |
| $П_{нс}$ | 0,829 | 0,808 | 0,752 | 0,736 | 0,748 | 0,449 | 0,512 | 0,583 | 0,607 | 0,624 | 0,586 |
| $К_{ав.}$ | 0,943 | 0,936 | 0,972 | 0,983 | 0,962 | 0,992 | 0,880 | 0,943 | 0,855 | 0,812 | 0,632 |
| $П_{ав.}$ | 0,210 | 0,182 | 0,148 | 0,074 | 0,176 | 0,222 | 0,244 | 0,242 | 0,238 | 0,244 | 0,212 |
| К | 0,948 | 0,942 | 0,975 | 0,985 | 0,967 | 0,993 | 0,896 | 0,950 | 0,872 | 0,834 | 0,668 |
| П | 0,237 | 0,206 | 0,168 | 0,085 | 0,198 | 0,246 | 0,266 | 0,266 | 0,263 | 0,269 | 0,235 |

Анализ $К_{нс}$ по критериям табл. 1. позволяет сделать вывод, что процесс предотвращения несчастных случаев в ОАО «ЮК ГРЭС» в целом результативен, однако требу-

ется проведение корректирующих действий. Полная результативность по $К_{нс}$ достигнута в 2005 г., когда в ОАО «ЮК ГРЭС» не было зафиксировано ни одного несчастного случая.

Анализ $П_{нс}$ позволяет сделать вывод о недостаточной его эффективности. Таким образом, в целях повышения экономической эффективности СУОТ и ПБ по предотвращению несчастных случаев в ОАО «ЮК ГРЭС» требуется оптимизация $З_{от}$ и $У_{нс\ пред.}$ для доведения до нормативных значений $П_{нс} \geq 1$.

Результаты расчетов $К_{ав.}$ и $П_{ав.}$ по формулам (2) и (9) приведены в табл. 4. В целях приведения расчетов к единому масштабу цен $З_{ав.}$ и $У_{ав.\ факт.}$ [2] переведены в цены 2010 г. из расчета уровня инфляции (в среднем 6% в год).

Анализ $К_{ав.}$ по критериям табл. 1. позволяет сделать вывод, что процесс предотвращения аварий и инцидентов в ОАО «ЮК ГРЭС» в целом результативен (за исключением 2010 г., когда $К_{ав.} = 0{,}632$), однако требуется проведение корректирующих действий.

Анализ $П_{ав.}$ позволяет сделать вывод об очень низкой его эффективности, что связано со значительной изношенностью основных фондов ОАО «ЮК ГРЭС». Таким образом, в целях повышения экономической эффективности СУОТ и ПБ по предотвращению аварий и инцидентов в ОАО «ЮК ГРЭС» требуется оптимизация $З_{ав.}$ и $У_{ав.\ пред.}$ для доведения до нормативных значений $П_{ав.} \geq 1$.

Результаты расчетов К и П по формулам (4) и (11) приведены в табл. 4. В целях приведения расчетов к единому масштабу цен $З_{\sum}$ и $У_{\sum\ факт.}$ [1-2] переведены в цены 2010 г. из расчета уровня инфляции (в среднем 6% в год).

Анализ К по критериям табл. 1. позволяет сделать вывод, что процесс предотвращения несчастных случаев, аварий, инцидентов и экологического ущерба в ОАО «ЮК ГРЭС» в целом результативен (за исключением 2010 г., когда $К = 0{,}668$), однако требуется проведение корректирующих действий.

Анализ П позволяет сделать вывод об очень низкой его эффективности, что в первую очередь связано со значительной изношенностью основных фондов ОАО «ЮК ГРЭС». Таким образом, в целях повышения экономической эффективности СУОТ и ПБ по предотвращению несчастных случаев, аварий, инцидентов и экологического ущерба в ОАО «ЮК ГРЭС» требуется оптимизация $З_{\sum}$ и $У_{\sum\ пред.}$ для доведения до нормативных значений $П \geq 1$.

## Выводы

1) Разработана методика количественной оценки безопасности труда с использованием математического аппарата теории квалиметрии.

2) Выполнена оценка уровня охраны труда, промышленной и экологической безопасности за счет комплекса обобщенных и частных показателей результативности и экономический эффективности функционирования СУОТ и ПБ, основанных на расчетах ущерба от аварий, инцидентов, несчастных случаев, а также экологического ущерба.

3) Предложена усовершенствованная методика разработки и внедрения интегрированных систем менеджмента на энергетических предприятиях с учетом оценки рисков в области качества, экологической и профессиональной безопасности.

## Список литературы

1. Поздняков А.Н., Лежава С.А. Анализ травматизма на предприятиях электроэнергетической отрасли на примере ОАО «Южно-Кузбасская ГРЭС» // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2013. – №3. – С. 69-74.

2. Поздняков А.Н., Лежава С.А. Технический контроллинг, как функция поддержки управления аварийностью // Вестник Сибирского Государственного индустриального университета. – 2013. – №2. – С. 33-39.

3. ISO 9001:2008. Системы менеджмента качества – Требования. [Электронный ресурс] // WWW.KLUBOK.NET: [сайт]. [2003]. URL: http://www.klubok.net/Downloads-index-req-viewdownloaddetails-lid-215.html (дата обращения: 18.05.2011).

4. OHSAS 18001:2007. Системы менеджмента безопасности труда – Требования. Occupational health and safety management systems – Requirements [Электронный ресурс] // EURO MASTER: [сайт]. [2009]. URL: http://stroystandart.info/index.php?name=files&cat=63 (дата обращения: 03.03.2010).

5. ISO 14001:2004. Системы экологического менеджмента. Требования и руководство по применению. [Электронный ресурс] // WWW.KLUBOK.NET: [сайт]. [2003]. URL: http://www.klubok.net/Downloads-index-req-viewdownloaddetails-lid-149.html (дата обращения: 18.05.2011).

6. Декларация промышленной безопасности опасных производственных объектов открытого акционерного общества «Южно-Кузбасская ГРЭС» / Д.З. Хасанов, П.О. Посаженников, А.Н. Поздняков и др., – Калтан, 2009. – 565 с.

УДК 621.311.61:622

# РАСЧЕТ ДИНАМИЧЕСКИХ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ГЕРМЕТИЧНЫХ АККУМУЛЯТОРОВ В РЕЖИМЕ ЗАРЯДА

***Бич Т.А.***

***ФБГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Статья посвящена способу определения связей электрических и энергетических параметров аккумуляторов с их техническим состоянием. Предложенный способ позволяет находить их по кривой переходного процесса, выражающего изменение напряжения на аккумуляторе во времени, полученного в режиме заряда аккумулятора единичным зарядным импульсом прямоугольной формы.

***Ключевые слова:*** аккумулятор, переходные характеристики, электрические и энергетические параметры, ёмкость, изменение напряжения.

Для диагностики герметичного аккумулятора наиболее целесообразно использовать переходные характеристики, выражающие изменение напряжения на аккумуляторе во времени в режиме заряда единичным зарядным импульсом прямоугольной формы, величиной $i_З$=1А. Из-за малой величины индуктивностью можно пренебречь (рис. 1).

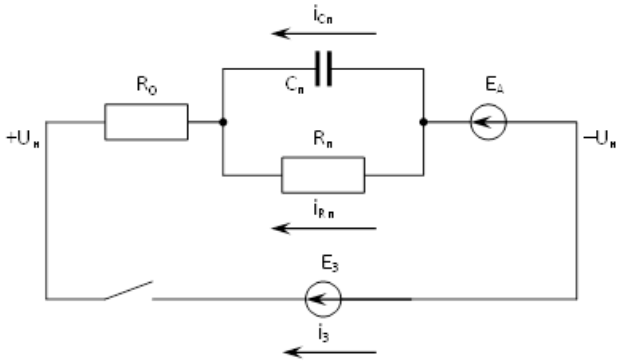



Рис. 1. Схема подключения аккумулятора в режиме заряда

Схеме подключения аккумулятора в режиме заряда соответствует алгоритмическая структура, изображенная на рис. 2.

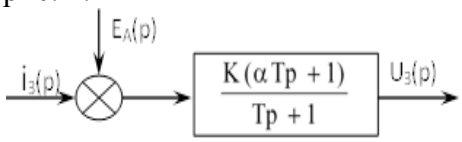



Рис. 2. Алгоритмическая структура аккумулятора в режиме заряда

Анализ характера изменения напряжения при подключении аккумулятора в режиме заряда показывает, что в начальный момент происходит скачок напряжения, обусловленный током $i(0+)$ и полным внутренним сопротивлением аккумулятора. Далее напряжение изменяется по возрастающей кривой, близкой к экспоненте с постоянной времени переходного процесса $T$. Расчетные формулы для определяемых параметров электрической схемы замещения аккумулятора имеют вид:

$$R_п = \frac{Z_A - Z_A K}{K}, \quad T_п = \alpha T, \quad C_п = \frac{T_п}{R_п}.$$

Таким образом, имея в распоряжении экспериментальные переходные характеристики, можно расчетным путем определить численные значения искомых параметров.

Предлагаемый способ определения динамических энергетических параметров герметичных аккумуляторов базируется на разработанной математической модели режима заряда единичным зарядным импульсом прямоугольной формы величиной $i_3$=1А и методике расчета параметров этой модели - энергетических параметров аккумулятора, как объекта диагностики.

В качестве энергетических параметров герметичного аккумулятора приняты: коэффициент отдачи по ёмкости $K_Q$, коэффициент отдачи по энергии $K_W$ и коэффициент полезного действия $K_A$.Известно, что коэффициент отдачи герметичного аккумулятора по ёмкости $K_Q$ равен отношению разрядной ёмкости $Q_p$ к зарядной $Q_з$:

$$K_Q = \frac{Q_P}{Q_3}.$$

В свою очередь разрядная и зарядная ёмкости герметичного аккумулятора (соответственно) выразятся:

$$Q_P = I_P \cdot t,$$

$$Q_3 = \int_0^{t_3} i_3(t)dt \text{ или } Q_3 = \int_0^{t_3} \frac{E_A + \Delta U_A(t)}{Z_A} dt,$$

где $I_P$, $i_3$ – токи разряда и заряда аккумулятора (соответственно), А; $t_з$ – время заряда аккумулятора, с; $\Delta U_a(t)$ – изменение напряжения на аккумуляторе при его заряде, В; $E_a$ – ЭДС (напряжение разомкнутой цепи) аккумулятора, В.

Тогда динамический коэффициент отдачи по ёмкости будет равен:

$$K_Q = \frac{Q_P \cdot Z_A}{\int_0^{t_3} (E_A + \Delta U_A(t))dt},$$

где $\Delta U_a$ – изменение напряжения на аккумуляторе при заряде и полной компенсации его ЭДС, В, $\Delta U_a = \Delta U_0 + \Delta U_{уст}\left[1 - \exp\left(-\frac{t_1}{T}\right)\right]$; $\Delta U_0$ – скачок напряжения на аккумуляторе в

момент 0 с, В; $\Delta U_{уст} = \dfrac{U_1 - U_0}{1 - \exp\left(-\dfrac{t_1}{T}\right)}$ – установившееся значение изменения напряжения на аккумуляторе, В; $T = \dfrac{t_1}{\ln \dfrac{U_1 - U_0}{U_2 - U_1}}$ – постоянная времени разряда при условии $t_2 = 2t_1$, с; $U_1$, $U_2$ – изменение напряжения на аккумуляторе в момент времени $t_1$ и $t_2$, В.

Тогда коэффициент отдачи по ёмкости равен:

$$K_Q = \frac{Q_P \cdot Z_A}{E_A \cdot t_3 + U_0 \cdot t_3 + \Delta U_{УСТ}\left(t_3 + T \cdot e^{\frac{-t_3}{T}}\right)}.$$

Коэффициент отдачи аккумулятора по энергии равен:

$$K_W = \frac{W_P}{W_3} = \frac{Q_P \cdot U_P}{Q_3 \cdot U_3},$$

где $W_P$, $W_3$ – электроэнергии герметичного аккумулятора разряда и заряда (соответственно), Дж; $U_P$, $U_3$ – напряжения разряда и заряда герметичного аккумулятора (соответственно), В.

Энергия заряда и разряда герметичного аккумулятора определятся соответственно уравнениями:

$$W_P = Q_P \cdot U_P = I_P \cdot t \cdot U_P;$$

$$W_3 = Q_3 \cdot U_3 = \int_0^{t_3} \frac{(E_A + \Delta U_A(t))}{Z_A} dt \cdot (E_A + \Delta U_A(t)).$$

Вычисляя интеграл, получим:

$$K_W = \frac{Q_P \cdot U_P \cdot Z_A}{T \cdot \Delta U_{УСТ} \cdot \left(2 \cdot e^{\frac{-t_3}{T}} \cdot (E_A + U_0 + \Delta U_{УСТ}) - \frac{1}{2} \cdot e^{\frac{-2 \cdot t_3}{T}}\right) + t_3 \cdot (E_A + U_0 + \Delta U_{УСТ})^2}.$$

Пусть $A = E_A + U_0 + \Delta U_{УСТ}$, тогда коэффициент отдачи по энергии:

$$K_W = \frac{Q_P \cdot U_P \cdot Z_A}{2 \cdot T \cdot \Delta U_{УСТ} \cdot A \cdot e^{\frac{-t_3}{T}} - \frac{1}{2} \cdot T \cdot \Delta U_{УСТ}^2 \cdot e^{\frac{-2 \cdot t_3}{T}} + A^2 \cdot t_3}.$$

Динамический коэффициент полезного действия $K_A$ выражается отношением полезной энергии разряда, отдаваемой герметичным аккумулятором на активную нагрузку к фактической энергии, запасенной в аккумуляторе:

$$K_A = \frac{W_P}{W_A},\ W_p = Q_P \cdot U_P, W_A = \int_0^{t_3} E_A \cdot i_A(t) dt = E_A \int_0^{t_3} i_A(t) dt.$$

Тогда коэффициент полезного действия:

$$K_A = \frac{Q_P \cdot U_P}{E_A \cdot \left(A \cdot t_3 + \Delta U_{УСТ} \cdot T \cdot e^{\frac{-t_3}{T}}\right)}.$$

Разработанная методика определения динамических энергетических параметров апробирована в лабораторных и в производственных условиях на партии из 60 аккумуля-

торов типа НКГК-11Д различного технического состояния. По расчетам [4] необходимое количество аккумуляторов в эксперименте должно быть не менее 50, а фактически в эксперименте участвовало 60 аккумуляторов. Результаты апробирования подтвердили корректность предлагаемой методики, которые рекомендуются к использованию в автоматизированной системе экспресс–диагностики технического состояния, аккумуляторов на различных этапах их жизненного цикла.

Полученная экспериментальная база данных обрабатывалась с помощью соответствующих технических средств, программного обеспечения, пакета обработки электронных таблиц Microsoft Excel и математического пакета для инженерных и научных расчетов MathCad с целью получения эмпирических зависимостей параметров и корреляционных связей этих параметров с фактической разрядной ёмкостью исследуемых аккумуляторов.

В процессе исследований установлено, что у определенной части аккумуляторов вид переходного процесса в режиме заряда единичным зарядным импульсом прямоугольной формы величиной $i_З$=1А отличается от типового и неприемлем для использования в расчетах. На этом основании, используя пакет MathCad, разработан алгоритм предварительной отбраковки аккумуляторов, согласно которому определяются аккумуляторы с нетиповыми переходными характеристиками и изменением напряжения в режиме заряда, превышающим 30 мВ. Алгоритм отбраковывает аккумуляторы, которым необходима специальная процедура восстановления их электрических параметров, направляет на диагностику и комплектацию батарей.

Предварительный анализ параметров герметичных аккумуляторов «старых» и «новых» показал, что они существенно отличаются друг от друга (табл. 1) и поэтому могут быть использованы для диагностирования технического состояния поверяемых аккумуляторов.

Таблица 1

Электрические и энергетические параметры «старых» и «новых» герметичных аккумуляторов

| Характеристики аккумуляторов | «старые» аккумуляторы | «новые» аккумуляторы |
|---|---|---|
| Фактическая разрядная ёмкость, $Q_р, А \cdot ч$ | 5,6 ÷ 8,8 | 9 ÷ 12 |
| Конечное напряжение заряда, $U_{кз}, В$ | 1,475 ÷ 1,614 | 1,415 ÷ 1,648 |
| ЭДС аккумулятора, $E_А, В$ | 1,38 ÷ 1,49 | 1,357 ÷ 1,406 |
| Омическое сопротивление, $R_о, Ом$ | 0,007 ÷ 0,0098 | 0,0036 ÷ 0,007 |
| Сопротивление поляризации, $R_п, Ом$ | 0,0011 ÷ 0,0031 | 0,0014 ÷ 0,0031 |
| Сумма омического и поляризационного сопротивления, $R_о + R_п, Ом$ | 0,0073 ÷ 0,0120 | 0,005 ÷ 0,0076 |
| Динамический коэффициент отдачи по ёмкости, $K_Q$ | 1,3642 ÷ 1,4872 | 1,3624 ÷ 1,3983 |
| Энергия разряда, $W_р$ | 0,7473 ÷ 0,8804 | 0,7225 ÷ 0,7778 |
| Динамический коэффициент отдачи энергии, $K_W$ | 1,1706 ÷ 1,4674 | 1,1676 ÷ 1,3450 |
| Динамический коэффициент полезного действия, $K_А$ | 0,9223 ÷ 0,9947 | 0,9338 ÷ 0,9986 |

Поэтому дальнейшей задачей исследований было определение связей электрических и энергетических параметров аккумуляторов с их техническим состоянием. Для этого статистические данные параметров аккумуляторов, полученных при исследовании, вычислены с помощью пакетов Microsoft Excel и MathCad с целью получения эмпирических

зависимостей и корреляционных связей параметров с техническим состоянием аккумуляторов. Ниже приводятся названные зависимости:

– зависимость изменения напряжения $\Delta U$ от фактической разрядной ёмкости $Q_p$ показана на рис. 3;

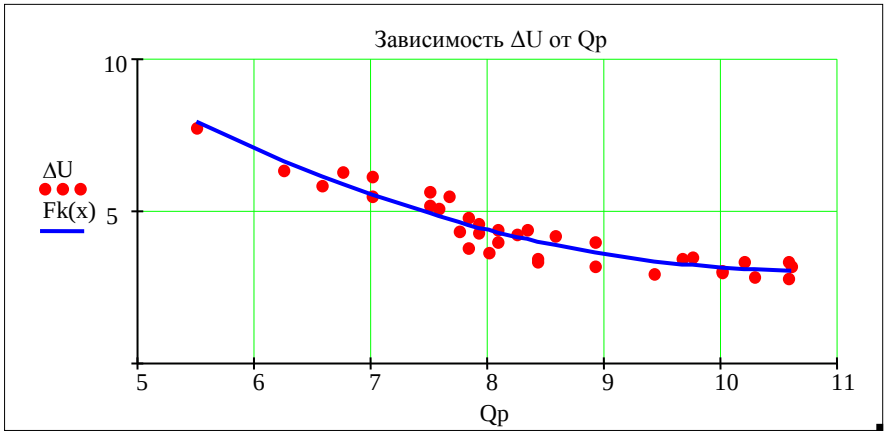



Рис. 3. Зависимость изменения напряжения от разрядной ёмкости

– зависимость динамического коэффициента отдачи по емкости $K_Q$ от фактической разрядной ёмкости $Q_p$ показана на рис. 4;

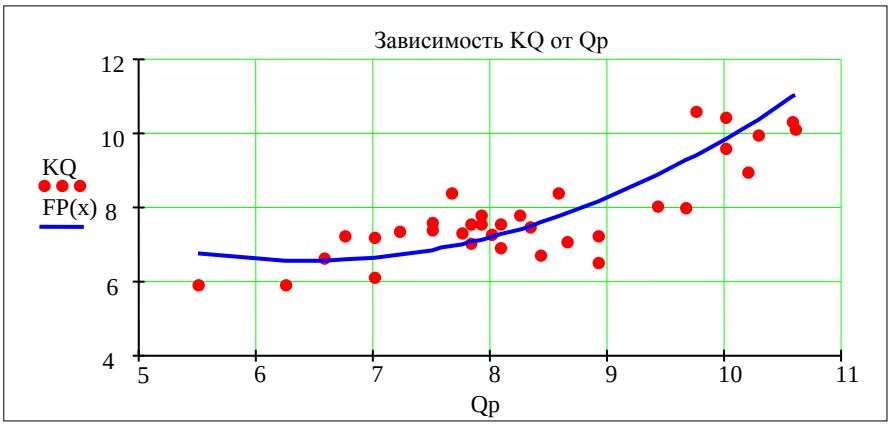



Рис. 4. Зависимость коэффициента отдачи по ёмкости от разрядной ёмкости

– зависимость динамического коэффициента отдачи по энергии $K_W$ от фактической разрядной ёмкости $Q_p$ показана на рис. 5;

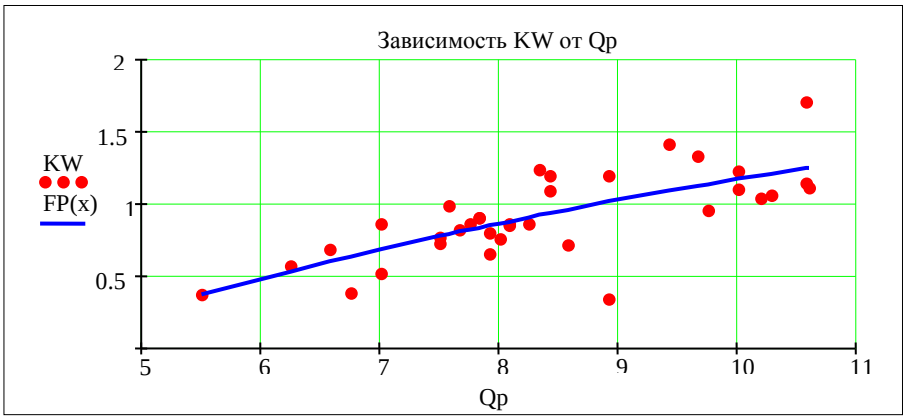



Рис. 5. Зависимость коэффициента отдачи по энергии от разрядной ёмкости

– зависимость динамического коэффициента полезного действия $K_A$ от фактической разрядной ёмкости $Q_p$ показана на рис. 6;

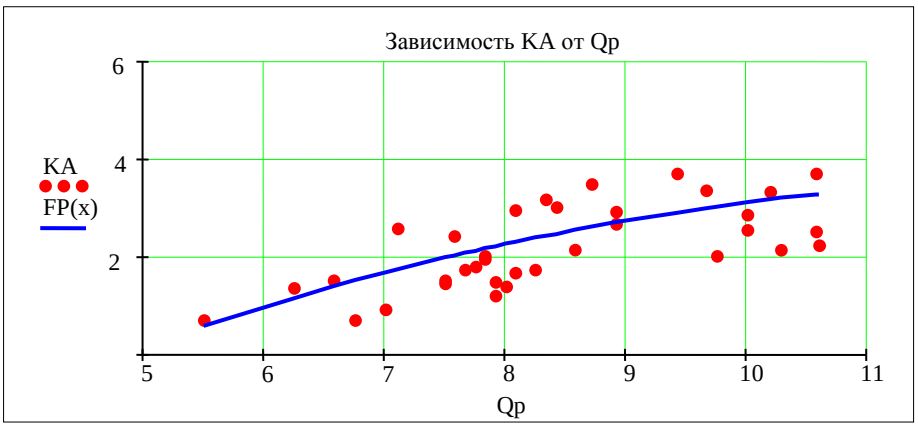



Рис. 6. Зависимость коэффициента полезного действия от разрядной емкости

– зависимость динамического коэффициента отдачи по емкости $K_Q$ от изменения напряжения $\Delta U$ показана на рис. 7;

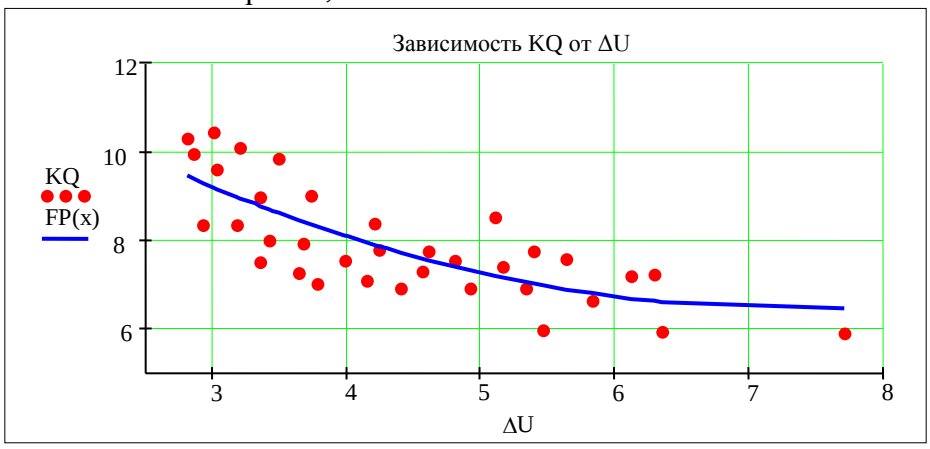



Рис. 7. Зависимость коэффициента отдачи по емкости от изменения напряжения

– зависимость динамического коэффициента отдачи по энергии $K_W$ от изменения напряжения $\Delta U$ показана на рис. 8;

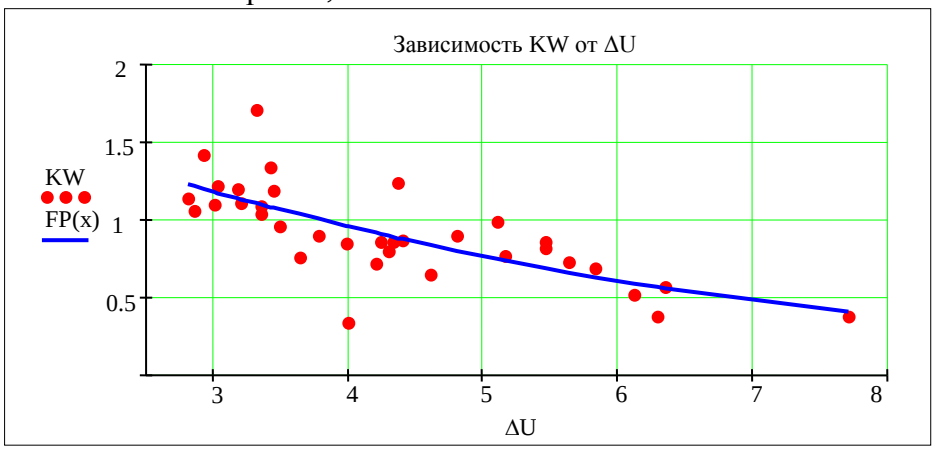



Рис. 8.Зависимость коэффициента отдачи по энергии от изменения напряжения

– зависимость динамического коэффициента полезного действия $K_A$ от изменения напряжения $\Delta U$ показана на рис. 9;

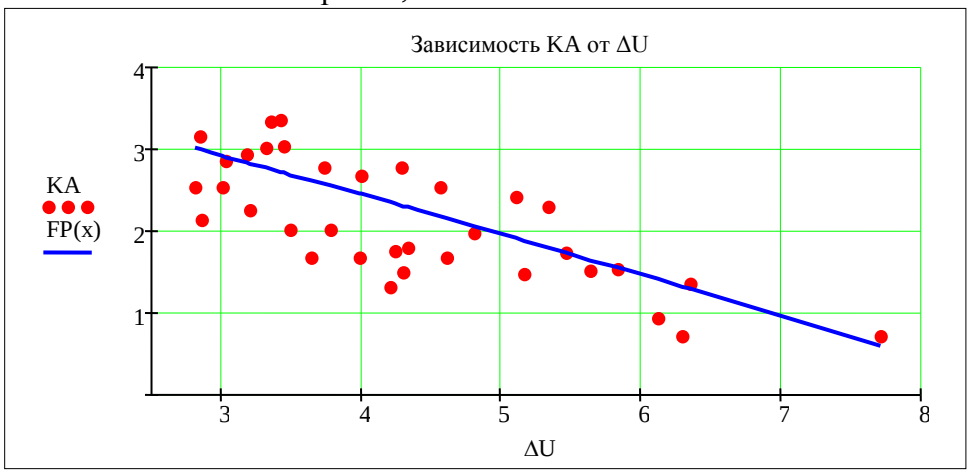



Рис. 9. Зависимость коэффициента полезного действия от изменения напряжения

– зависимость фактической разрядной ёмкости $Q_p$ от изменения напряжения $\Delta U$ показана на рис. 10;

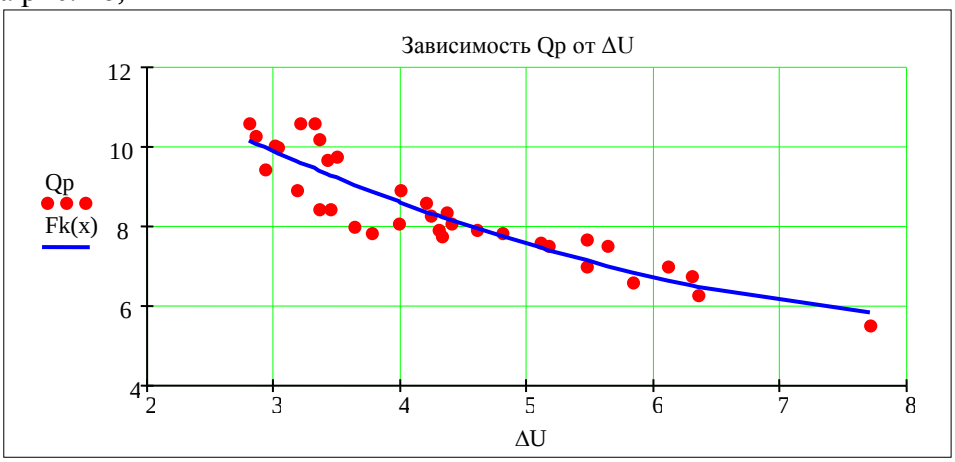



Рис. 10. Зависимость разрядной ёмкости от изменения напряжения

Установлено, что тесная корреляционная связь эмпирических зависимостей, параметры герметичных аккумуляторов отражают техническое состояние и являются пригодными для экспресс–диагностики.

Эмпирические зависимости электрических и энергетических параметров герметичных аккумуляторов, полученные с использованием вышеназванных пакетов программ, представлены в табл. 2, а также математические модели и численные оценки полученных зависимостей. Анализ полученных зависимостей показывает, что параметры исследованных аккумуляторов находятся в различной корреляционной связи с их техническим состоянием (0,93÷0,05).

Таким образом, схема исследования аккумулятора в режиме заряда для определения параметров схемы замещения аккумулятора представляет собой звено общего вида первого порядка с преобладанием дифференцирующего эффекта с постоянными параметрами. Параметры исследуемых аккумуляторов находятся в тесной корреляционной связи с техническим состоянием. Из ряда рассматриваемых зависимостей, наиболее достоверно отражают техническое состояние аккумулятора с коэффициентом корреляции, равным 0,91÷0,97 зависимости динамических коэффициентов $K_Q$, $K_W$ и $K_A$ от разрядной ёмкости.

Таблица 2

Эмпирические зависимости энергетических параметров герметичных аккумуляторов

| Математические модели зависимостей параметров герметичных аккумуляторов | Коэффициент корреляции |
|---|---|
| $\Delta U = 0{,}18 \cdot Q_p^2 - 3{,}83 \cdot Q_p + 23.59$ | $q = 0{,}95$ |
| $K_Q = 0{,}26 \cdot Q_p^2 - 3{,}29 \cdot Q_p + 17{,}11$ | $q = 0{,}97$ |
| $K_W = -0{,}01 \cdot Q_p^2 + 0{,}32 \cdot Q_p - 1{,}18$ | $q = 0{,}91$ |
| $K_A = -0{,}05 \cdot Q_p^2 + 1{,}39 \cdot Q_p - 5{,}45$ | $q = 0{,}95$ |
| $K_Q = 0{,}14 \cdot \Delta U^2 - 2{,}12 \cdot \Delta U + 14{,}27$ | $q = 0{,}83$ |
| $K_W = 0{,}02 \cdot \Delta U^2 - 0{,}34 \cdot \Delta U + 2{,}04$ | $q = 0{,}89$ |
| $K_A = -0{,}005 \cdot \Delta U^2 - 0{,}44 \cdot \Delta U + 4{,}27$ | $q = 0{,}86$ |
| $Qp = 0{,}11 \cdot \Delta U^2 - 2{,}07 \cdot \Delta U + 15{,}05$ | $q = 0{,}93$ |

Предложенный способ определения электрических и динамических энергетических параметров позволяет находить их по кривой переходного процесса, полученной в режиме заряда аккумулятора единичным зарядным импульсом прямоугольной формы величиной $i_3$=1А с погрешностью не более 7-8%.

## Список литературы

1. Пугачёв Е.В., Вавиловский В.И., Мельчуков С.А., Тимофеев А.С. Методика экспериментального определения электрических параметров герметичного аккумулятора как объекта диагностики. Межвузовский науч.-тех. сб. Выпуск 2. – Новокузнецк, 1996. – с.233-238.

2. Таганова А.А. Диагностика герметичных никель-кадмиевых аккумуляторов – универсальный алгоритм их отбора в батареи. Дисс…канд. техн. наук. – Ленинград, 1990.

3. Тимофеев А.С. Разработка способа и технических средств диагностики герметичных аккумуляторов шахтного назначения по энергетическим характеристикам. – Дисс. … канд. техн. наук. – Новокузнецк, 1999. – 148с.

4. Саутин С.Н. Планирование эксперимента в химии и химической технологии. – Л., «Химия», 1975. – 48с.

УДК 681.518.3+681.518.5:622.23.05

# РЕГИСТРИРУЮЩЕ-ДИАГНОСТИЧЕСКОЕ УСТРОЙСТВО ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ

***д.т.н. В.Ю. Островлянчик, И.Ю. Поползин, А.В. Дужая***
***ФГБОУ ВПО « Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация:*** в статье приведены действующие требования по обеспечению электроприводов шахтового и рудничного подъема регистрирующими устройствами, отражен опыт ООО «НИИ АЭМ СибГИУ» в проектировании и внедрении регистрирующих устройств, рассмотрена структура, аппаратное и программное обеспечение регистрирующе-диагностического устройства подъемной машины, проектируемого, изготовляемого и внедряемого ООО «НИИ АЭМ СибГИУ», показана актуальность и востребованность данного программно-аппаратного комплекса в современных условиях.

***Ключевые слова:*** регистрация, диагностика, визуализация, регистрирующе-диагностическое устройство, шахтовый и рудничный подъем, подъемная машина, электропривод, ООО «НИИ АЭМ СибГИУ».

ООО «Научно-исследовательский институт автоматики и электромеханики Сибирского государственного индустриального университета» (ООО «НИИ АЭМ СибГИУ») имеет большой опыт в проектировании и внедрении систем регистрации и диагностики электроприводов горно-металлургического комплекса. Первый вариант регистрирующе-диагностического устройства, реализованный на базе промышленного компьютера, был внедрен ООО «НИИ АЭМ СибГИУ» на Шерегешском руднике в 1994 г. С момента первого внедрения линейка регистрирующе-диагностических устройств непрерывно совершенствуется в соответствие с современными требованиями и актуальной программно-аппаратной базой. Устройства подвергаются непрерывной модернизации, уменьшению габаритов, повышению энергоэффективности, надежности, интегрируемости, масштабируемости и вычислительной мощности. В настоящее время актуальное поколение регистрирующе-диагностических устройств подъемной машины (РДУ ПМ) строится на самой современной аппаратной базе с применением современных процессоров и системных плат, быстродействующих ОЗУ и твердотельных накопителей информации (SSD). По состоянию на 2014 год решения ООО «НИИ АЭМ СибГИУ» в области автоматизированного электропривода, регистрации и визуализации применяются на подъемных установках таких предприятий как Абаканский филиал ОАО «Евразруда», ОАО «Тыретский солерудник», ш. «Березовская» (ОАО «Угольная компания «Северный Кузбасс»»).

Согласно п. 324 «Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности», «Правилам безопасности в угольных шахтах»» (утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому атомному надзору от 19 ноября 2013 г. № 550) и п. 364 «Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и рассыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом» (ПБ 03-553-03), подъемные машины и лебедки снабжают аппаратом (индикатором) положения сосудов в стволе. Каждую подъемную машину оснащают устройством для диагностики и регистрации основных параметров и режимов работы, включающих скорость подъемных сосудов. Каждая подъемная машина должна иметь исправно действующие приборы, регистрирующие все циклы работы машины и позволяющие анализировать скорость и направление движения [1,2].

Таким образом, актуальным является внедрение на шахтных и рудничных подъемных установках многофункциональных регистрирующих устройств, собирающих и хранящих параметры подъемных установок, выполняющих функции диагностики и обеспечивающих удобное и полное представление информации оператору и иному персоналу.

С учетом вышеуказанных требований, в ООО «НИИ АЭМ СибГИУ» разработано и непрерывно совершенствуется регистрирующе-диагностическое устройство подъёмной машины (РДУ ПМ). РДУ ПМ предназначено для регистрации основных параметров режимов работы подъемной машины, осциллографирования координат, формирования отчетов о работе подъема и хранение записанных данных для последующего анализа. Аппаратной базой РДУ ПМ является современный высокопроизводительный компьютер промышленного исполнения, сопряженный с цифровой системой сбора данных и оснащенный твердотельным накопителем информации (SSD); программная база представлена операционной системой семейства Linux и программными пакетами, разрабатываемыми и поставляемыми ООО «НИИ АЭМ СибГИУ».

Базовый вариант РДУ ПМ обеспечивает регистрацию основных параметров подъемной установки: токи статора подъемного двигателя, напряжение статора подъемного двигателя, скорость движения сосудов, состояние системы технологической автоматики и защит, а также органов управления на пульте машиниста подъемной машины (режимы

работы, положения командоаппаратов управления подъемной машиной, сигнал на пуск машины), запись кодов сигналов передаваемых посредством стволовой сигнализации, положение предохранительных решеток стволов на приемных площадках, аварийные сигналы из ствола, состояние цепи предохранительного торможения.

Второй вариант регистрирующе-диагностического устройства дополнительно оснащен датчиком положения и скорости, а также модулем измерения скорости и положения сосуда, что позволяет контролировать положение сосуда по всей длине ствола, а также с большей точностью измерять скорость движения подъемного сосуда.

Расширенный вариант РДУ ПМ оснащается дополнительными датчиками, позволяющими контролировать работу тормозной системы, температуры обмоток электрических машин, давления масла и воздуха, что делает РДУ ПМ центральной частью автоматизированной системы управления (АСУ) подъемной установки.

Все варианты РДУ ПМ могут быть оснащены:

- Модулем промышленного Ethernet для передачи требуемой информации в АСУ ТП, диспетчеру, в производственный отдел и т. д.
- Программным обеспечением для автоматического формирования сводок и других отчетных документов на основе архивной информации.
- Передача требуемой информации в АСУ ТП, диспетчеру, в производственный отдел и т. д.

РДУ ПМ регистрирует аналоговые и дискретные сигналы, отражающие основные параметры подъемной установки, с малыми временными интервалами в реальном масштабе времени в различных режимах: в круглосуточном, однократном и по комбинации входных сигналов, поступающих из системы технологической автоматики и системы управления электроприводом.

При возникновении нештатной или аварийной ситуации, любые из зарегистрированных процессов можно использовать для анализа и выявления причин аварии. Также РДУ ПМ можно использовать для регистрации переходных процессов при проведении наладочных работ при настройке технологического процесса на заданные характеристики для чего имеется однократный режим регистрации.

В соответствии с ПБ 03-533-03 и указаниями Ростехнадзора России регистрируются в функции времени следующие основные параметры подъёмной установки:

Аналоговые сигналы:

- Скорость движения сосудов;
- Ток якоря для двигателя постоянного тока (ДПТ), ток статора для машин с асинхронными двигателями (АД);
- Ток обмотки возбуждения ДПТ или ток динамического торможения АД.

Дискретные сигналы:

- Сигнал состояния предохранительного тормоза (снят, наложен);
- Сигнал конечных выключателей положения сосудов:
- Сигналы датчиков точного останова ДТО;
- Сигналы переподъёма;
- Нахождение подъёмного сосуда в кривых (если имеются);
- Сигналы состояния реле или концевых выключателей точек начала замедления сосудов;
- Режимы работы машины;
- Положение предохранительных решёток стволов.

Для подъёмной установки РДУ формирует отчёты за смену следующего содержания:

- время и дата формирования отчёта;
- наименование подъёмной установки и ствола;
- номер и время смены;

- количество груженых скипов;
- суммарный вес поднятой руды;
- количество циклов;
- количество аварийных ситуаций;
- средний вес груженого скипа;
- число недогруженных скипов;
- число перегруженных скипов;
- среднее время цикла;
- время простоя и его причины;
- превышение технологическими параметрами установленных пределов.

В качестве основы для РДУ используется система сбора данных в промышленном исполнении, осуществляющая функции по приему, обработке, хранению и отображению измерительной информации. В состав РДУ ПМ входят следующие компоненты:

- шасси системы сбора данных;
- источник питания;
- противоударный отсек для накопителей информации;
- для ввода и вывода аналоговых и дискретных сигналов используются соответствующие модули ввода-вывода аналоговых и дискретных сигналов.
- устройства гальванической развязки (УГР) аналоговых и дискретных сигналов.
- устройства сопряжения с объектом (УСО).

За основу элементной базы взяты специализированные вычислительные устройства промышленного исполнения, полностью отвечающие современным требованиям к аппаратной базе вычислительных машин. Структура РДУ ПМ для ЭП переменного тока приведена на рис. 1.

РДУ ПМ является специализированным программно-аппаратным комплексом, возможности которого определяются программным обеспечением. Основные функции РДУ ПМ возложены на 2 программных пакета:

1) ПРАиДС – программа регистрации аналоговых и дискретных сигналов, а также приёма данных от контроллера технологической автоматики и защит (КТАЗ) и программируемого аппарата защиты и контроля подъемной установки (ПАЗК);

2) ППиАПП – программа просмотра и анализа переходных процессов;

ПРАиДС обеспечивает регистрацию до 32 аналоговых сигналов и до 48 дискретных сигналов. При этом для аналоговых сигналов регистрируются их мгновенные значения в цифровом виде, а для дискретных - состояние включен/выключен. На экран в реальном времени выводятся осциллограммы аналоговых сигналов и диаграмма дискретных сигналов. Регистрируемые сигналы записываются на жесткий диск для их последующего просмотра и анализа. Для более эффективной работы РДУ ПМ используется ежесуточное архивирование данных.

В процессе работы РДУ ПМ происходит отображение мнемосхемы положения скипов в стволе и численное значение высоты каждого скипа с точностью до 0,1 м.

На рис. 2 приведен графический интерфейс программы визуализации.

ППиАПП обеспечивает возможности:

- выбора файла из базы данных для его последующей обработки;
- просмотра файлов архивов, записанных ПРАиДС РДУ ПМ (до 16 аналоговых и до 48 дискретных сигналов);
- отображения всех переходных процессов в одной системе координат;
- анализа сигналов: измерение расстояний по осям X, У, XУ между заданными точками; мгновенных значений в точках, производной через 2 точки;
- определения нагрузки на двигатель на заданном временном интервале;

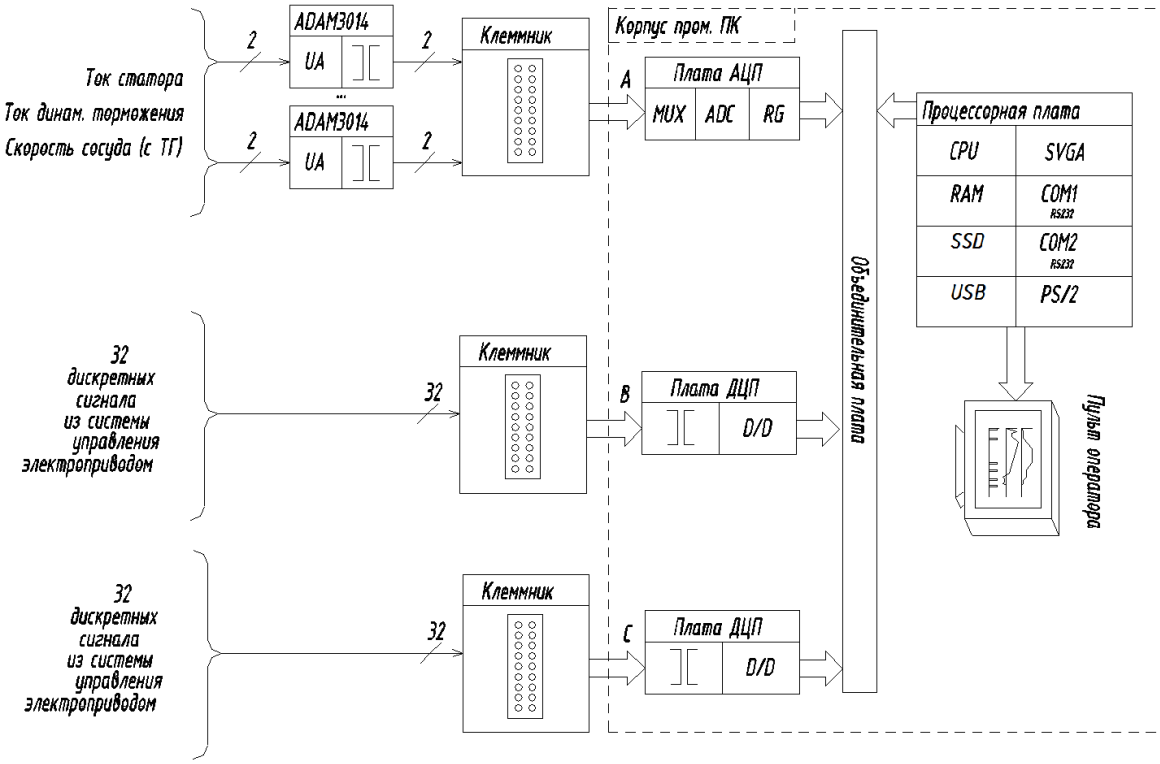



Рис. 1. Техническая структура РДУ ПМ для ЭП переменного тока

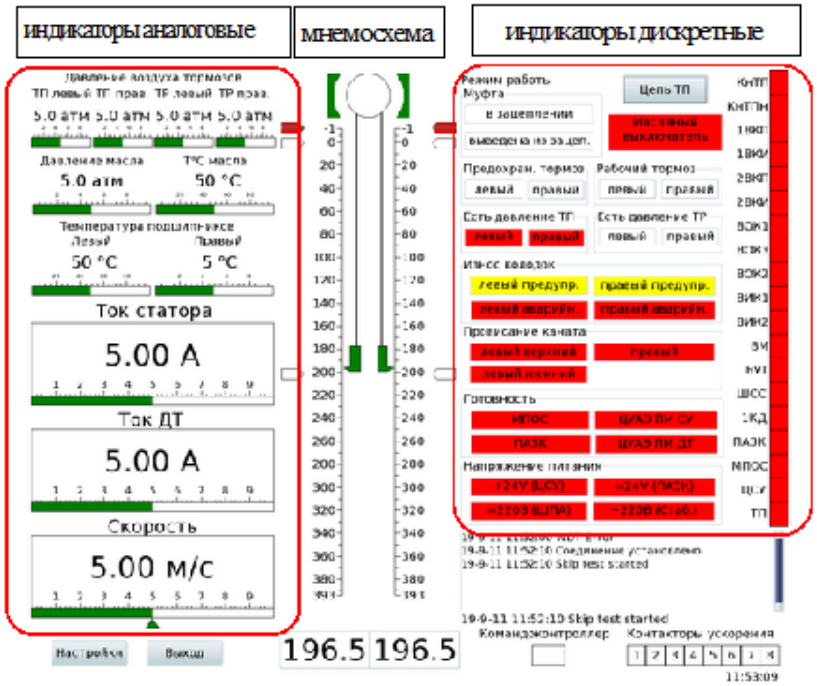



Рис. 2. Вид главного окна программы визуализации

- определения веса груза, поднятого за 1 цикл;
- масштабирования графиков методом указания области просмотра с помощью мыши;
- передвижения окна просмотра по графику с помощью мыши;

- отключаемого отображение точек данных (при большом увеличении точки соединяются прямыми линиями);
- прорисовки графиков различным цветом, таблица соответствия которых отображается рядом с графиками;
- задания произвольных названий каналов;
- отображения масштабов каналов;
- отображения даты и времени записи сигналов;
- изменения единиц измерения по осям X,У (с, мс, В, мВ);
- отключаемого отображения численных величин для всех точек данных;
- отображения численных величин для точки при наведении на нее курсора мыши и нажатии левой клавиши (в отдельной области вне графика);
- нанесения дополнительной информации на графики;
- отображения различных пометок на графиках разных каналов для их различения на распечатке (точки разной формы, номер канала на кривой);
- вывода графика с дополнительной информацией на печать или в графический файл;
- хранения данных в базе данных с иерархической организацией по дате и времени записи;
- разделение больших файлов на N мелких для увеличения быстродействия при просмотре, при этом файлы-фрагменты помещаются в базу и им присваиваются имена согласно их начальному времени;
- наблюдение осциллограмм в реальном времени по сети Ethernet;
- применение к данным цифрового фильтра аномальных выбросов перед выводом осциллограмм на экран.

На рис. 3 приведен графический интерфейс программы просмотра и анализа осциллограмм.

Рис. 3. Графический интерфейс программы просмотра и анализа осциллограмм

Программа просмотра и анализа осциллограмм может работать как под управлением ОС семейства Linux, так и под управлением ОС семейства Windows, что позволяет анализировать данные на различных независимых между собой компьютерах.

Основные характеристики РДУ ПМ:

- Число аналоговых входов – не менее 8;
- Число дискретных входов – не менее 32;
- Частота опроса АЦП – не менее 10 кГц;
- Разрядность АЦП не менее 12 бит;
- Гальваническая развязка для аналоговых сигналов — не менее 1000В;
- Гальваническая развязка для дискретных сигналов — не менее 2500В;
- Среднее время непрерывной регистрации 30 суток;
- Потребляемая мощность не более 300 Вт;
- Степень защиты от внешних воздействий IP 21, возможна реализация в корпусе IP54;
- Габариты 600x400x320 мм;
- Устройство при транспортировании и хранении устойчиво к воздействию климатических факторов по ГОСТ 15150-69 для условий хранения 2;
- Электробезопасность соответствует ГОСТ 12.2.007.0-75;
- Максимально допустимые механические нагрузки соответствуют группе М3 по ГОСТ 17516.1-90;
- Программное обеспечение соответствует ГОСТ Р МЭК 870-5-95 в области достоверности передаваемых данных;
- Класс точности устройства в режимах регистрации, визуализации и просмотра/анализа осциллограмм – не ниже 2.

РДУ ПМ, спроектированное в ООО «НИИ АЭМ СибГИУ», сертифицировано (Сертификат соответствия №РОСС RU.МШ04.Н00246 от 12.07.2011, выдан ОАО «Научный центр ВОСТНИИ по безопасности работ в горной промышленности» (Орган по сертификации продукции горного машиностроения №РОСС RU.0001.11МШ04) и имеет разрешение на применение в шахтах и рудниках (Разрешение на применение № РРС 00-03257 от 11.09.2008, выданное Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору)).

ООО «НИИ АЭМ СибГИУ» предоставляет гарантию на все свои технические решения и осуществляет их дальнейшее сопровождение и техническое обслуживание, а также полностью разрабатывает проектную документацию с последующим предоставлением ее заказчику. РДУ также может использоваться и на других электроприводах как постоянного, так и переменного тока: экскаваторов, конвейеров, прокатных станов и т.п.

## Список литературы

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» [Электронный ресурс]. – утверждены приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 19 ноября 2013 г. № 550.

2. ПБ 03-553-03 «Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом» [Электронный ресурс]. – утверждены постановлением Госгортехнадзора России от 13.05.03 № 30. Зарегистрировано в Минюсте РФ 28 мая 2003 г. № 4600. – Режим доступа: http://www.ohranatruda.ru/ot_biblio/normativ/data_normativ/39/39859/index.php, свободный.

3. Островлянчик В. Ю. Автоматический электропривод постоянного тока горно-металлургического производства [Текст] / В. Ю. Островлянчик. – Новокузнецк: Издательский центр СибГИУ, 2004. – 383 с.

УДК 681.511.42:622.678.5

# СИСТЕМА ЛОГИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ ШАХТНОЙ ПОДЪЁМНОЙ УСТАНОВКОЙ

***д.т.н. Островлянчик В.Ю., Кубарев В.А., Ермаков И.А., Дужая А.В.***
***ФГБОУ ВПО « Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** В работе предложена система логического управления шахтной подъёмной установкой, позволяющая улучшить управляемость подъема, снизить его аварийность и повысить производительность, уменьшить потребление электроэнергии за счет оптимизации цикла подъёма и повысить безопасность за счет более точного слежения за защитной диаграммой при работе подъёмной установки.

***Ключевые слова:*** шахтная подъёмная установка, система логического управления, автоматизированный электропривод.

В настоящее время в Российской Федерации уровень автоматизации подъемных установок очень низок, по сравнению с зарубежными странами, что приводит не только к потере производительности, но и влияет на безопасность эксплуатации подъемных машин. Период эксплуатации большей части подъёмных машин, не считая алмазной промышленности, более 20 лет. Производство подъемных машин, центр которых находился в СССР на Украине, уже в то время отставало от зарубежных аналогов. Поэтому, системы управления электроприводами нуждаются в коренной реконструкции, при этом и конструктивное исполнение подъёмных машин находится в таком же отсталом состоянии.

В сложившейся ситуации многие западные фирмы вышли на российский рынок с предложением своих комплексов для автоматизации подъёмных установок, но чаше всего данные системы не применимы на уже построенных и сданных в эксплуатацию подъемах из-за того, что срок окупаемости подобных модернизаций сопоставим со временем доработки подъёмной машины.

В настоящее время на большинстве подъёмных установок используются релейно-контактная система технологической автоматики и защит с механическим аппаратом задания хода АЗК-1 в комплекте с электронным ограничителем скорости ЭОС-3 (дублирующий ограничитель — релейный РОС), а в качестве указателей глубины используются сельсинные указатели глубины УГС-1.

Вышеперечисленные аппараты обладают рядом существенных недостатков [1]:

- сравнения фактической скорости с заданной;
- низкая информативность основных контролируемых параметров;
- задержка в формировании сигнала на аварийное торможение, порядка 0,2 сек;
- низкая точность из-за большого числа механических связей;
- отсутствие гибкости в формировании диаграммы движения;
- коррекция положения скипа не действует при многогоризонтных разъездах.

В НИИ АЭМ СибГИУ была разработана, прошла технологические испытания, сертификацию и была успешно внедрена на подъёмных установках Кузбасса, Хакасии и Иркутской области система логического управления шахтной подъемной установки (СЛУ), позволяющая целиком заменить устаревшую систему автоматики и аппараты задания. Система выполнена на базе российского промышленного контроллера Fastwel, и предназначена для управления технологическим процессом «Подъём». Предлагаемая система устраняет недостатки используемых в настоящее время электромеханических аппаратов, а также выполняет дополнительные функции, которые на электромеханических аппаратах реализовать не представляется возможным. Данная система выполняет следующие основные функции:

1. Формирование диаграммы движения подъемных сосудов путем выдачи

управляющих импульсов в систему регулирования ПУ.

2. Формирование и отслеживание защитной диаграммы скорости подъемных сосудов в функции пути, и выдача сигнала аварийного останова в случае её нарушения — функция первичного ограничителя скорости.

3. Измерение пути и индикацию местоположения подъемных сосудов.

4. Технологические и электрические защиты оборудования подъемной установки.

5. Мониторинг состояния технологического процесса и оборудования.

В состав Системы логического управления подъемной установкой входят:

- программируемый контроллер с каналами ввода импульсных сигналов, ввода-вывода дискретных и аналоговых сигналов, управляемыми специальной программой;
- устройства сопряжения с объектом: импульсные датчики угловых перемещений, датчики напряжения и тока, нормализаторы сигналов и др., используемые для сбора информации о подъемной установке;
- промышленный ЖК-дисплей с АРМ оператора подъемной установки для отображения параметров технологического процесса (местоположение сосудов, срабатывания защит и др.);
- устройство программирования — IBM-совместимый компьютер с программным обеспечением для чтения-записи рабочей программы контроллера и перепрограммирования (комплектуется по согласованию).

В качестве универсальной элементной базы используется специализированное вычислительное устройство с программируемыми логическими интегральными схемами (ПЛИС), что реализует идею программируемой архитектуры, позволяющую использовать гибкость программного подхода и скорость жесткой логики одновременно.

Формируемые сигналы управления в функции пути и защиты, можно оперативно изменить заданием параметров, и легко настраиваются на конкретные характеристики установки с пульта управления оператора, который реализуется на промышленной рабочей станции. По желанию заказчика возможна автоматическая настройка на требуемые параметры технологического процесса.

Модульное устройство контроллера и структуры программ позволяют осуществить дальнейшее расширение функциональных возможностей системы – качественное улучшение и увеличение числа защит, введение самонастройки и самодиагностики. Используемые средства коммуникаций предусматривают интегрирование СЛУ в состав автоматизированной системы управления технологическим процессом посредством вычислительной компьютерной сети.

Включение в рабочую программу СЛУ алгоритмов управления асинхронным электроприводом, а именно: управление разгоном приводного двигателя (непосредственное управление реверсором и контакторами) и током динамического торможения в режиме спуска груза, управление рабочей сигнализацией установки и осуществление защит и блокировок электропривода существенно расширяют возможности её применения в различных технологических процессах.

Управляющие сигналы используются для автоматизации процесса формирования оптимальных электромеханических характеристик электропривода, что позволяет не только оптимизировать диаграмму движения, но и создать более мягкие условия работы электрического и механического оборудования и повысить комфортность при грузолюдских перевозках.

Рассчитывается защитная диаграмма скорости с корректировкой в зависимости от режима работы и уровня задания, превышение значений которой в течение технологического процесса, регистрируется в памяти контроллера с одновременным формированием команды на наложение предохранительного тормоза. Совместно с контролем скорости осуществляется ряд защит и блокировок.

Действительные местоположения сосудов передаются в устройство цифрового отображения. Информация о скорости, местоположении сосудов, срабатывании защит передается в систему сигнализации и компьютерную сеть для последующей обработки.

Внешний вид введенной в эксплуатацию на скиповой ПУ с приводом постоянного тока по системе ТП-Д ствола «Главный» ОАО «Тыретский солерудник» системы логического управления и её элементов представлен на рис. 1.

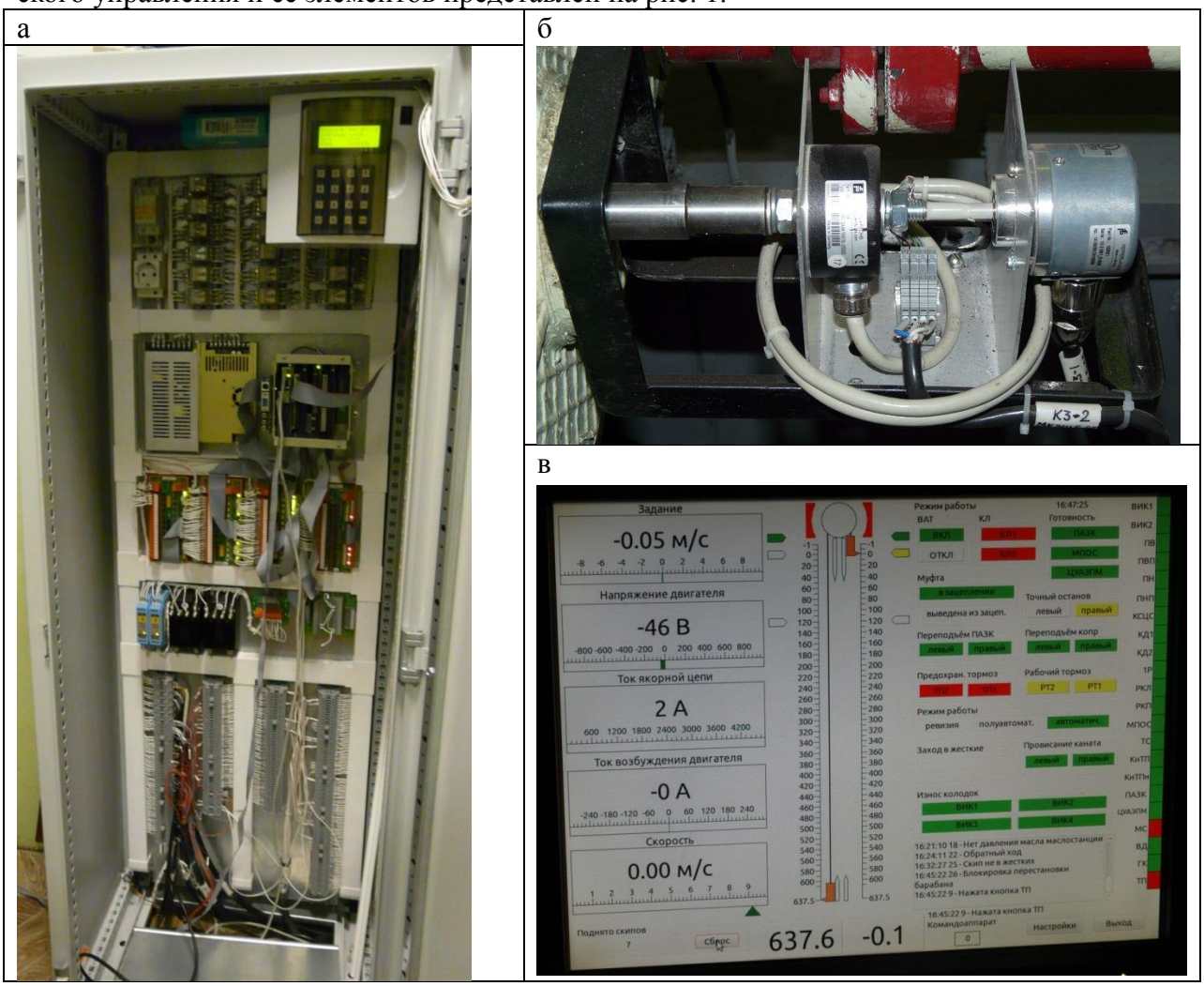



Рис. 1. Система логического управления, введенная в эксплуатацию на скиповой ПУ ствола «Главный» ОАО «Тыретский солерудник»: а - вид шкафа внутри; б - установленные датчики положения и скорости; в - основной экран АРМ оператора (машиниста) подъёмной установки

Однако в настоящее время большинство подъёмных установок, особенно угольных шахт, используют привод переменного тока с фазным ротором. Это связано с тем, что асинхронные двигатели гораздо дешевле, надежнее и проще в обслуживании, чем двигатели постоянного тока, что немаловажно в условиях жесткой экономии средств.

Идеальным шагом модернизации подобным машин является переход на систему вида: преобразователь частоты с векторным управлением – асинхронный двигатель с короткозамкнутым ротором (ПЧ-АД), так как применение подобной системы позволяет сохранить качество регулирования скорости на хорошем уровне, но, несмотря на то, что АД дешевле и проще в эксплуатации чем ДПТ, преобразователь частоты для мощностей более 1000 кВт достаточно дорог. Поэтому в настоящее время целесообразно модернизировать имеющиеся системы автоматики и защит [2, 3]. Структура СЛУ для работы на подъёмной установке с асинхронным приводом приведена на рис. 2.

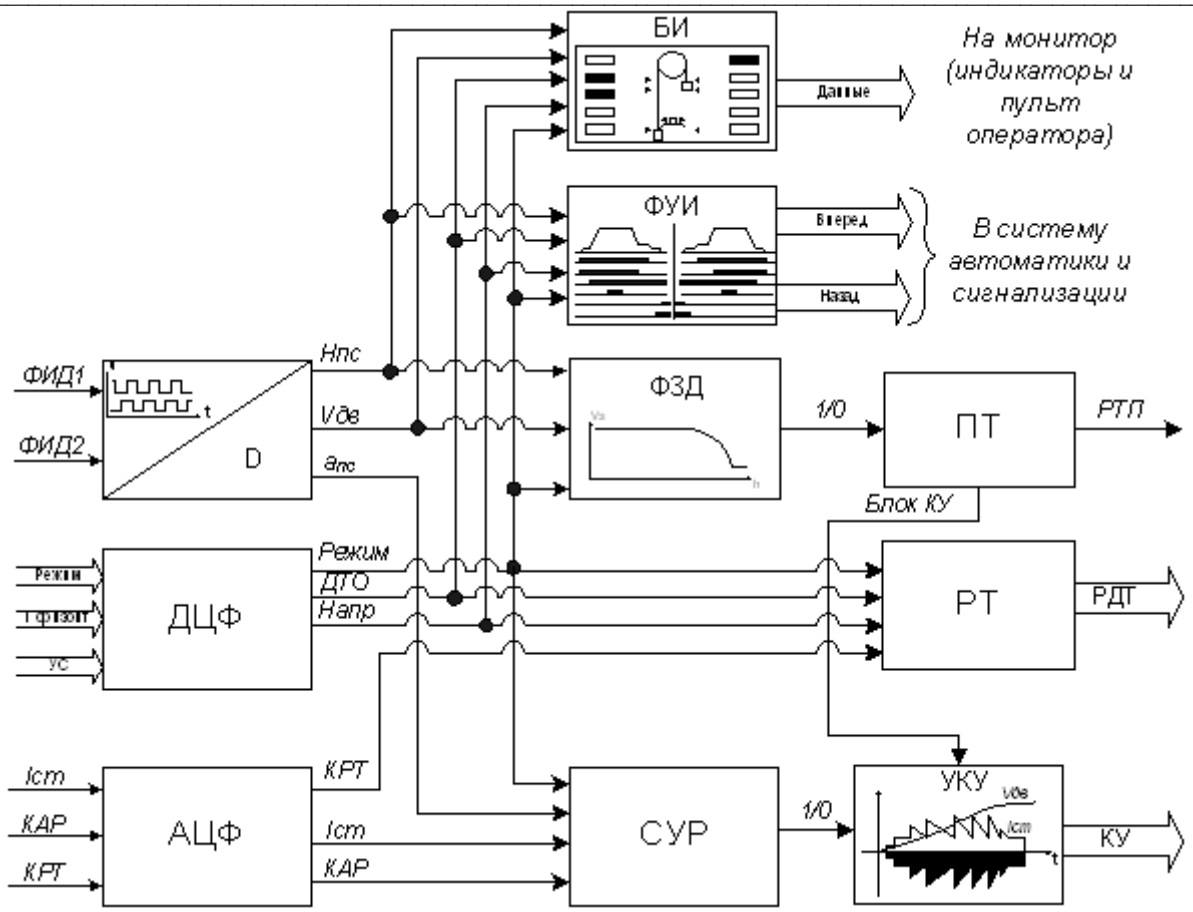



Рис. 2. Блок-схема СЛУ для подъемной машины с приводом переменного тока

Основные модули системы, как показано на рисунке 2, следующие:

1. Модуль преобразования входных импульсов с фотоимпульсных датчиков в основные параметры движущихся подъёмных сосудов — глубину, скорость, ускорение, рывок. Данный модуль устройства лучше всего реализовать отдельным программируемым аппаратным блоком, с отдельным микропроцессором или ПЛИС, что позволит проводить довольно сложные вычисления (для ускорения и рывка — это взятие 1-ой и 2-ей производной от скорости) в реальном времени;
2. ДЦФ — Блок считывания и цифровой фильтрации дискретных сигналов. Производится считывание и фильтрация дискретных сигналов с целью обнаружения и устранения ложных кратковременных наводок и дребезга контактов;
3. АЦФ — Блок считывания и цифровой фильтрации аналоговых сигналов. Занимается опросом и инициализацией АЦП;
4. ФУИ — Блок формирования управляющих импульсов. Данный блок формирует импульсы в функции пути подъемных сосудов для системы защит и стволовой сигнализации подъемной установки в зависимости от режима работы (груз, люди, оборудование, автоматика, ревизия), направления движения (вперед или назад), что позволяет формировать различный выход для разных режимов, обеспечивая, таким образом, необходимую гибкость системы.
5. ФЗД — Блок формирования защитной диаграммы. В данном блоке в зависимости от режима работы ПУ в функции пути формируется защитная диаграмма и ведется непрерывное отслеживание её не нарушения при движении сосудов. В случае нарушения защитной диаграммы — выдается команда на предохранительное торможение;
6. СУР — Блок системы управления разгоном. Данный блок формирует сигналы

управления контакторами ускорения и такие параметры как максимальное ускорение, замедление, броски тока при включении следующей ступени ускорения;

7. БИ — Блок индикации. Блок осуществляет формирование и вывод визуальной информации в зависимости от того, чем оборудовано рабочее место оператора, панелью управления или индикаторами глубины и указателями на пульте

8. ПТ — Блок управления предохранительным тормозом. Формирует сигнал на предохранительное торможение и соответствующий сигнал в блок управления контакторами ускорения, который размыкает контакторы и блокирует работу системы ускорения.

9. РТ — Блок управления рабочим тормозом. Преобразует сигнал с командоаппарата управления рабочим тормозом ПУ (КРТ) в цифровой сигнал, который подается на регулятор давления;

10. УКУ — Блок управления контакторами ускорения. Формирует управляющие сигналы на контакторы ускорения.

На рис. 3 представлен рабочий экран АРМ оператора подъемной машины с приводом переменного тока.

Рис. 3. Рабочий экран АРМ оператора подъемной машины с приводом переменного тока

Основное окно АРМ имеет три области: слева индикаторы аналоговых сигналов, в центре мнемосхема подъёмной машины, справа индикаторы дискретных сигналов.

В левой трети окна расположены индикаторы аналоговых сигналов:

Каждый индикатор отображает значение параметра в цифровом виде (сверху) и в аналоговом (снизу). Аналоговая шкала имеет 3 зоны: зелёную, жёлтую и красную. Предел скорости по защитной диаграмме обозначен зелёным треугольником под индикатором скорости.

В центре окна расположена мнемосхема подъёмной машины. В верхней части мнемосхемы изображен барабан с тормозными колодками. Цвет тормозных колодок индицирует состояние тормоза. Между двумя вертикальными шкалами положения скипов перемещаются левый и правый скипы, в соответствии с сигналом положения скипов. Под каждой шкалой отображается значение глубины в цифровом виде. Напротив нулевых делений шкал расположены индикаторы датчиков точного останова. Напротив делений шкал «-0,5» расположены индикаторы переподъёма.

В правой трети окна расположены индикаторы дискретных сигналов:

- по правому краю окна расположена мнемосхема цепи ТП;
- внизу справа находится индикатор состояния командоконтроллера;

- в правом нижнем углу расположены индикаторы контакторов ускорения;
- под индикаторами дискретных сигналов расположен протокол последних сообщений программы.

В левом нижнем углу расположены кнопки управления программой:

- Настройки - вызывает окно настроек;
- Выход - выход из программы.

В правом верхнем углу расположена кнопка Цепь ТП — вызывает окно цепи предохранительного тормоза.

Согласно требованиям и пожеланиям заказчиков автоматизированное рабочее место оператора подъемной машины может быть адаптировано к каждому объекту индивидуально.

На рис. 4 представлено модернизированное рабочее место оператора подъемной установки (машиниста) установленное на подъемной машине шахты «Березовская», а на рис. 5 шкафы системы логического управления подъемной установкой.

Рис. 4. Модернизированное рабочее место оператора подъемной установки (машиниста) на подъемной установке 2Ц4х1,8 шахты «Березовская»

Рис. 5. Шкафы системы логического управления подъемной установкой 2Ц4х1,8 шахты «Березовская»

Внедрение системы логического управления позволяет:

- повысить безопасность, надежность и эффективность работы подъемной установки;
- формировать оптимальную диаграмму движения и требуемые защиты с автоматической корректировкой параметров без изменения нормального режима работы;

- заменить громоздкие и менее надежные механические и контактные аппараты управления;
- уменьшить затраты на обслуживание;
- точно и просто производить настройку системы управления;
- определять причины, вызвавшие аварийную ситуацию и фиксировать в этот момент основные параметры технологического процесса;
- путём объединения нескольких подобных систем в технологическую сеть, возможно создание АСУ ТП, позволяющей эффективно управлять электроприводами предприятия.

Предлагаемая система логического управления имеет Сертификат соответствия РОСС RU.МШ04.Н00247от 12.07.2011, выдан ОАО «Научный центр ВОСТНИИ по безопасности работ в горной промышленности» (Орган по сертификации продукции горного машиностроения №РОСС RU.0001.11МШ04).

**Список литературы**

1. Островлянчик В. Ю., Модзелевский Д. Е. «Принципы построения алгоритмических структур систем логического управления современного электропривода» / Автоматизированный электропривод и промышленная электроника в металлургической и горно-топливной областях: Труды Второй Всероссийской научно-практической конференции / Под общ. ред. В. Ю. Островлянчика, П. Н. Кунинина — Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2004 г. — 253 с.

2. Островлянчик В.Ю. Автоматизированный электропривод постоянного тока горно-металлургического производства: Учебное пособие — Новокузнецк, 2004 — 383 с.

3. Кубарев В. А. Программируемый аппарат задания, технологических защит и контроля движения шахтной подъёмной установки (ПАЗК). Стр. 306 – 308, т. 1 / XI Международная научно-практическая конференция студентов, аспирантов и молодых учёных «Современные техника и технологии», 29 марта – 2 апреля 2005 г. Труды в 2-х т. — Томск: Изд-во Томского политехн. ун-та, 2005. – Т. 1. – 404 с.

УДК 62-83:621.314.5

## УНИФИЦИРОВАННАЯ ЦИФРОВАЯ СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА

***д.т.н. Островлянчик В.Ю., Модзелевский Д.Е.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** В работе решены задачи создания унифицированных структур, построения модели и синтеза системы управления статического преобразователя электрической энергии и системы автоматического регулирования координат, являющихся основными исполнительными элементами в системе электропривода, рассмотрены вопросы моделирования при разработке подобных систем.

***Ключевые слова:*** электропривод, система управления, модель, алгоритм, комплекс программ

Современные системы электропривода разрабатываются как унифицированные системы управления на микропроцессорной базе и должны включать множество дополнительных функций, связанных с проектированием, диагностикой, настройкой и связью с

АСУ ТП предприятия. В ООО «НИИ АЭМ СибГИУ» разработано унифицированное устройство управления электропроводом, удовлетворяющее всем указанным требованиям.

Цифровое устройство автоматического управления электроприводом (ЦУАЭ) предназначено для управления полупроводниковым электроприводом постоянного или переменного тока, регулирования его координат, предупреждения выхода из строя основных функциональных узлов и электропривода в целом, а также предусматривает возможность связи с электроприводами других производственных механизмов, например, подъемных установок, прокатных станов, экскаваторов, в едином технологическом комплексе.

Устройство может изготавливаться в различных модификациях: электропривод подъемной установки (ЭПУ) по системе ТП-Г-Д, ЭПУ по системе ТП-Д, ЭПУ по системе ТП-Д с реверсом поля, ЭПУ переменного тока с управлением по ротору, ЭПУ с асинхронно-вентильным каскадом, экскаваторный электропривод.

Области применения устройства обширны: тиристорный электропривод постоянного тока установок выполненных по системе ТП-Г-Д (подъемная установка, прокатный стан и др.) , тиристорный электропривод постоянного тока установок, выполненных по системе ТП-Д, электропривод переменного тока при управлении по ротору или асинхронно-вентильным каскадом.

Устройство собрано на основе промышленного контроллера, состоящего из процессорного модуля и модулей ввода вывода, подключенного к датчикам координат и состояния электропривода и устройствам индикации. Модульное устройство управляющей программы позволяет осуществить дальнейшее развитие функциональных возможностей аппарата: увеличить число защит реализуемых устройством,осуществлять функции самонастройки и самодиагностики.

Функционирование устройства можно представить в виде трех систем, которые также имеют модульную структуру:

1) Системы защит и сигнализации.
2) Системы автоматического регулирования координат электропривода.
3) Системы импульсно-фазового управления.

На рис. 1 представлена техническая структура устройства ЦУАЭ в модификации ПМ для шахтных подъемных установок.

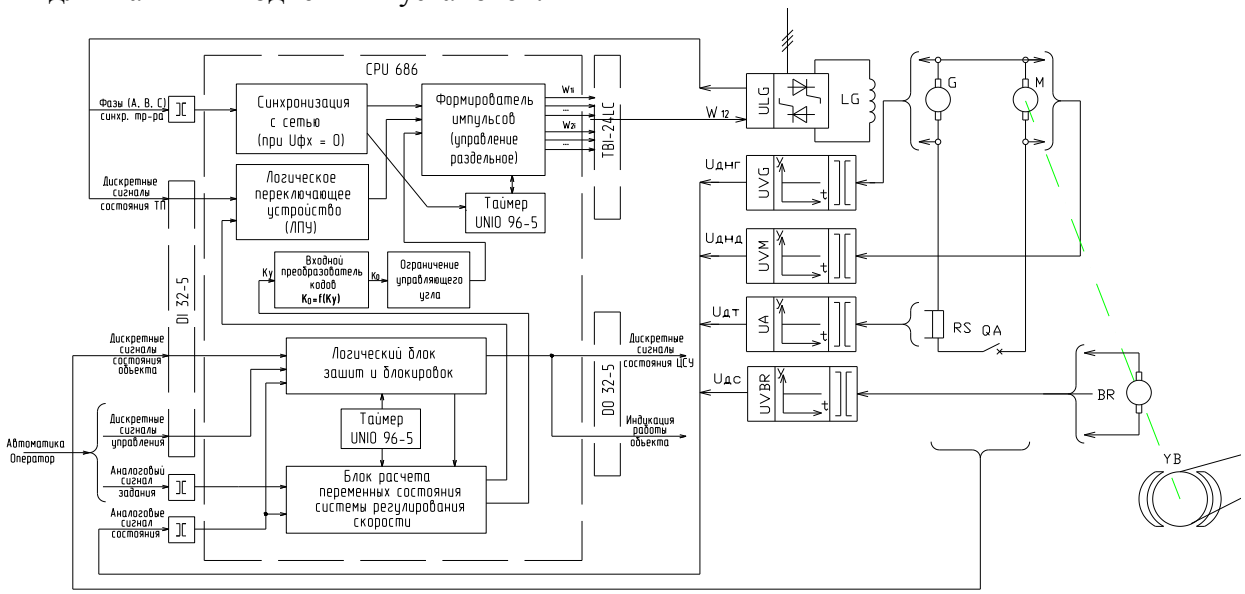



Рис. 1. Техническая структура ЦУАЭ ПМ для электропривода шахтной подъемной установки

Функции, выполняемые ЦУАЭ:

1) Формирование импульсных последовательностей для управления силовыми полупроводниковым элементами (тиристорами или биполярными транзисторами с изоли-

рованным затвором - IGBT) в ключевом режиме в соответствии с законом управления и особенностями нагрузки.

2) Регулирование координат электропривода — напряжения, тока, э.д.с., скорости вращения и положения вала.

3) Ограничение заданных координат электропривода — напряжения, тока, скорости вращения.

4) Обеспечение требуемых технологических и электрических защит.

5) Сигнализация текущего состояния, сработавшей защиты и выдача сигналов предупредительной сигнализации.

6) Автоматическое выполнение технологического процесса, либо участие в автоматизированной системе управления технологических процессом в целом.

7) Самоприведение в исходное положение после включения.

Структура системы автоматического регулирования координат может быть различной, но наиболее зарекомендовавшей себя и удовлетворяющей требованиям электропривода шахтной подъемной установки, востребована структура без контура тока с внутренним контуром напряжения и внешним контуром ЭДС [1]. При отказе от контура тока в системе управления требуются дополнительные меры для ограничения тока в якоре двигателя. Предлагается ограничивать ток с использованием нелинейной отрицательной обратной связи по току на регуляторе ЭДС. На рис. 2 представлена унифицированная структура системы автоматического регулирования скорости электропривода.

В ходе разработки системы управления электроприводом создан инструмент настройки системы управления и анализа режимов работы электропривода, который развился в автономный модуль, входящий в комплекс программ, и реализующий множество дополнительных функций и работающий с различными системами управления.

При разработке комплекса программ ставились задачи настройки сложного электропривода на технологическом объекте, нередко в условиях жестких временных рамок. Предъявлялись большие требования к наглядности и удобству использования и обработки данных с объекта управления, а также простота анализа сложившейся ситуации для принятия решения по настройке системы управления. В дальнейшем комплекс стал применяться в исследовательских целях, и внедрен в учебном процессе.

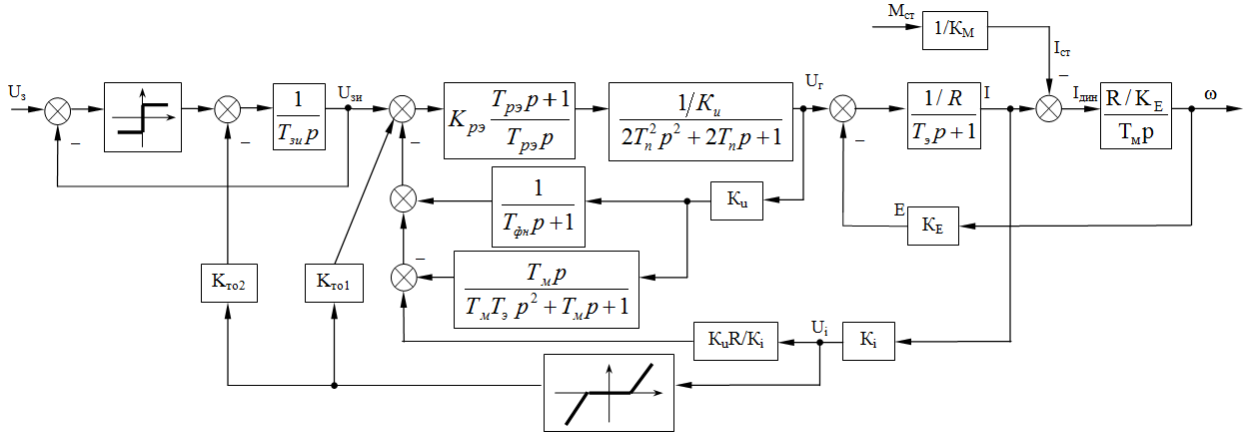



Рис. 2. Унифицированная структура системы автоматического регулирования скорости электропривода с токоограничением

Комплекс программ позволяет решать с применением моделирования следующие задачи:

- контроль внутренних переменных, рассчитываемых в управляющей программе на основании входных данных;
- проверка и отладка управляющей программы на основании модели процесса управления;

- автоматизированный поиск параметров объекта управления;
- параметрическая и структурная оптимизация системы управления на основании модели объекта управления и выбранного эталона.

Структура программного комплекса состоит из двух аппаратно разнесенных частей: управляющая программа и среда визуализации и моделирования (рис. 3). Управляющая программа, как правило, находится во встраиваемой системе управления – в промышленном или микроконтроллере. Среда визуализации и моделирования располагается на не относящемся к технологическому процессу устройстве. Это может быть ноутбук или персональный компьютер. Каждая из частей самостоятельна и может функционировать независимо друг от друга.

В части управляющей программы содержаться, кроме самих функций управления электроприводом или технологических процессом, модули осциллографирования, настройки параметров и передачи данных. Эти модули выполняют функции накопления информации и связи со второй частью комплекса.

Среда моделирования и визуализации предоставляет пользователю оперировать с полученными данными: графически представить переходные процессы, провести измерения по графикам и оценить качество переходных процессов, изменить параметры управляющей программы, визуализации или модели, провести анализ данных с использованием среды моделирования. В системе визуализации есть возможность вручную задавать тренды, подавая эти воздействия заданной формы на вход модели.

Передача данных осуществляется через стандартные интерфейсы. Для передачи осциллограмм небольшого объема вполне достаточно стандартного COM порта, присутствующего на большинстве контроллеров и микроконтроллеров.

Модульная структура позволяет использовать программный комплекс в различных управляющих программах и на различной аппаратной базе. Это обеспечивается добавлением участков кода в управляющую программу, реализующую функции предложенных модулей. Разработанный комплекс программ используется и в других разработках управляющих устройств, в частности при разработке системы управления электроприводом на PIC контроллере и системы ПАЗК.

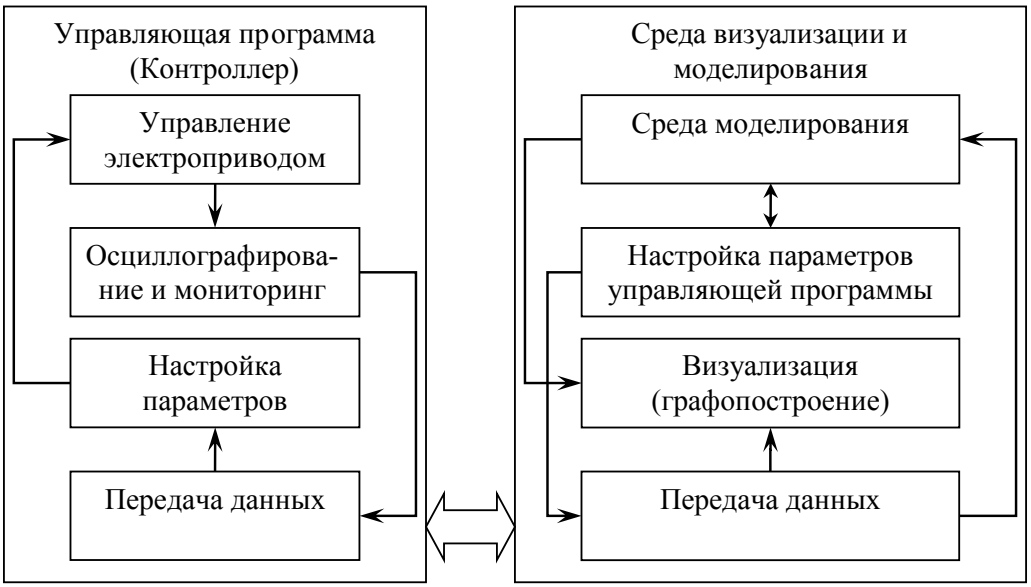



Рис. 8. Структура комплекса программ

Модули, относящиеся к управляющей программе, имеют малую ресурсоемкость, за исключением требования объему памяти под хранение осциллограммы, поэтому возможна одновременная работа программы управления, осциллографирования, настройки и пе-

редачи данных без существенного возрастания нагрузки на вычислительные мощности устройства управления.

В современных цифровых системах управления присутствует множество настроечных параметров. В дополнении к ним существуют параметры визуализации и параметры модели системы моделирования. Для работы со всеми этими величинами используется таблица настройки параметров. Размеры таблицы и содержание комментариев задаются в настроечных файлах. Каждый параметр имеет свой уникальный номер (УПН – уникальный номер параметра). При отсутствии описания на какой либо из параметров, все параметры будут переданы и сохранены.

На уровне передачи данных реализованы алгоритмы проверки целостности таблицы параметров и правильность её передачи. Работа с таблицей параметров позволяет сохранять различные настроечные конфигурации, как для управляющей программы, так и для клиентской программы визуализации и моделирования.

Среда моделирования состоит из следующих частей: конструктор модели, настройка параметров компонентов, средства верификации (проверки) модели и система оптимизации параметров.

Система моделирования является вспомогательным средством идентификации параметров и настройки электропривода в составе разработанного цифрового устройства автоматического управления электроприводом подъемной машины (ЦУАЭ ПМ). Также система моделирования может рассматриваться как самостоятельное средство расчета и построения переходных процессов для различных по структуре и алгоритмам цифровых систем управления. Полученные таким образом алгоритмы можно напрямую внедрять в цифровые устройства управления.

Задачей системы моделирования является расчет значений различных переменных на основании заданной структуры вычислений (структуры модели), алгоритмов функциональных блоков и входных данных, которые могут быть как генерируемыми переменными (генераторы сигналов), так и снятыми с реально работающего электропривода. Вычисления производятся на основании дискретного времени. После вычислений строится график полученных переходных процессов.

Система моделирования встроена в среду визуализации и моделирования, которая взаимодействует с управляющей программой в контроллере ЦУАЭ ПМ.

Разработанный комплекс программ поставляется совместно с устройством ЦУАЭ ПМ, производимым ООО «НИИ АЭМ СибГИУ», которое в свою очередь внедрено и эксплуатируется на нескольких шахтных подъемных установках.

Перечень промышленных объектов, на которых внедрены результаты исследования, приведены в табл. 1.

Таблица 7

Практическое применение устройства ЦУАЭ

| N | Объект | Что внедрено | Что позволила представленная разработка | Год внедрения |
|---|---|---|---|---|
| 1 | Подъемная установка ЦР6х3,2/0,75 Абаканского филиала ОАО «Евразруда» | Возбудитель генератора и САР скорости | 1. Лианеризовать и симметрировать характеристику преобразователя<br>2. Устранить запаздывание при переключении групп | 2008 |
| 2 | Подъёмная установка 2Ц-5х2,8 ОАО «Тыретский солерудник» | Преобразователь питания якоря с САР скорости | 1. Симметрировать нагрузку между вентилями<br>2. Увеличить надежность работы преобразователя | 2009 |

| N | Объект | Что внедрено | Что позволила представленная разработка | Год внедрения |
|---|---|---|---|---|
| 3 | Подъёмная установка 2Ц-5х2,8 ОАО «Тыретский солерудник» | Реверсивный возбудитель двигателя | 1. Увеличить быстродействие и производительность ПУ<br>2.Диагностировать и устранить аварийные режимы при переключении групп | 2009 |
| 4 | Подъемная установка ЦР6х3,2/0,75 Абаканского филиала ОАО «Евразруда» | Устройство плавного пуска синхронных двигателей | Диагностика в кратковременных режимах при перегрузке | 2010 |
| 5 | Подъемная установка 2Ц-4х1,8 шахты «Березовская» ОАО «Северный Кузбасс» | Система управления, защит и блокировок | 1. Оптимизировать систему управления<br>2. Обеспечивать точность задания тока в контуре поддержания скорости | 2011 |
| 6 | Подъемная установка 2Ц-4х1,8 шахты «Березовская» ОАО «Северный Кузбасс» | Преобразователь динамического торможения | 1. Диагностика и надежность<br>2. Улучшить динамические режимы подачи и снятия тока динамического торможнения | 2011 |
| 7 | Подъемная установка ЦР6х3,2/0,75 Абаканского филиала ОАО «Евразруда» | Возбудитель двигателя | Возможности удаленной диагностики и повышена надежность | 2012 |
| 8, 9 | Подъемная установка ЦР6х3,2/0,75 Абаканского филиала ОАО «Евразруда» | Возбудитель синхронного двигателя | Сократить время втягивания в синхронизм, реализовать автоматический режим возбуждения | 2012 |
| 10, 11 | Подъемная установка ЦР3,5х2,8 Абаканского филиала ОАО «Евразруда» | Преобразователь динамического торможения | Диагностика и надежность, сокращение времени включения преобразователя | 2012 |

Достоинства ЦУАЭ при внедрении и эксплуатации систем электропривода

1. Облегчается наладка системы, так как все необходимые настройки осуществляются с помощью отдельно программно подключаемого настроечного модуля.

2. Применение программируемых элементов позволяет производить изменения параметров системы регулирования в зависимости от фазы технологического процесса и сложившейся в процессе управления ситуации.

3. Функционально обеспечивается возможность программного задания скорости, комбинированное управление и адаптация скорости в установившихся режимах.

4. Широкие возможности реализации систем с переменной структурой любой сложности, что находит применение не только в электроприводе шахтных подъемных установок, но и других приводах горно-металлургического производства.

5. Обеспечивается плавный пуск, выбор зазоров, оптимальные режимы работы и быстродействия.

6. Так как система открыта, то при желании заказчика возможна её модернизация.

7. Реализация контроля прохождения выходных сигналов, а также организация самоконтроля, что, как правило, не реализуется в аналоговых системах управления.

8. Значительно улучшается качество управления, так как импульсные датчики положения и скорости имеют большую точность, чем аналоговые.

9. Возможность избавиться от не симметрии управляющих импульсов или довести её до предельно малого числа (0.5 эл. град.).

10. Возможность точной подстройки под частоту питающей сети.

11. Комплексное решение задачи дает возможность оптимизировать энергопотребление, минимизировать износ механического и электрического оборудования, уменьшение эксплуатационных затрат.

12. Путём объединения в сети нескольких подобных систем, возможно создание АСУ ТП уровня предприятия, которая сможет контролировать работу нескольких электроприводов в едином комплексе.

На устройство ЦУАЭ имеется сертификат соответствия на серийное производство системы ГОСТ Р № РОСС RU.МШ04.Н00246 от 12.09.2012 и разрешение на применение № РРС 00-34733 от 23.06.2009, выданное Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору.

## Список литературы

1. Островлянчик В.Ю. Автоматический электропривод постоянного тока горно-металлургического производства: Учебное пособие – Новокузнецк, 2004. – 383 с.

2. Модзелевский Д.Е., Островлянчик В.Ю. Математическое моделирование тиристорного преобразователя с учетом нелинейности тиристора // Вестник кузбасского государственного технического университета, 2011 №6 (88) С.72-75.

3. Модзелевский Д.Е. Разработка систем управления преобразователями электрической энергии шахтных подъемный установок // Тезисы IX Международной научно-технической конференции молодых специалистов – Новокузнецк: Полиграфист, 2011, С.25-26

УДК 622.002.5

# АНАЛИЗ СИСТЕМ ТЕХНИЧЕСКОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ И РЕМОНТА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ РОССИИ

***[1]к.т.н. Волченко Н.Г., [2]к.т.н. Волченко Г.Н., [3]к.т.н. Волченко Д.К.***

***1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***

***2 - Сибирская инжиниринговая компания ООО «СИБКОМ», г. Новокузнецк, Россия***

***3 - ООО «LIEBHERR– Russland», г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Анализ систем технического обслуживания и ремонта технологического оборудования на горнодобывающих предприятиях России показывает, что собственники предприятий все чаще делают осознанный и взвешенный выбор в пользу зарубежной горнодобывающей техники, при этом ее покупка подразумевает и контракт на систему гарантийного и постгарантийного фирменного сервисного обслуживания специализированным структурами предприятия – производителя данной продукции**.**

***Ключевые слова:*** горные разработки, эксплуатация технологического оборудования, ремонт, фирменное сервисное обслуживание, дистанционный мониторинг

Технический уровень технологических процессов горных разработок определяется уровнем механизации этих процессов и качеством эксплуатации горного оборудования. Интенсификация разработки твердых полезных ископаемых, бесспорно, зависит, как от введения в эксплуатацию современных более мощных карьерных экскаваторов, но и в существенной степени от эффективности использования существующего значительного парка карьерных экскаваторов – механических лопат и драглайнов, большинство из которых начали работать на отечественных горных предприятиях еще в прошлом веке.

Опыт эксплуатации горного оборудования на предприятиях Кузбасса, Уральского и Сибирского регионов показывает, что используется оно подчас неэффективно. Так коэффициент использования календарного времени карьерных экскаваторов в среднем не превышает 0,55÷0,6. Ресурс узлов и агрегатов, восстановленных в условиях их существующих ремонтных баз, сокращается до 2-х раз по сравнению с ресурсом фирменных узлов. Очевидно, что модернизации ремонтных баз и реорганизации системы технического обслуживания и ремонта (ТО и Р) узлов и агрегатов имеет смысл уделять большее внимание с целью повышения их послеремонтного ресурса не ниже поставляемого заводами изготовителями [1–3].

Простои оборудования привносят чрезмерно высокие затраты на себестоимость добычи по статье «Содержание оборудования». Ремонтом горных машин, по данным статистики, занято до 25% от общего числа рабочих горнодобывающей отрасли, а свыше 15% текущих затрат, необходимых для добычи полезных ископаемых, приходится на текущие ремонты. Затраты на капитальный ремонт подчас составляют до 50% от стоимости нового оборудования. Простои, связанные с несовершенством оборудования и системой его ремонта, составляют до 15% длительности смены. Учитывая такие значительные издержки, предприятия горного производства заинтересованы в том, чтобы оборудование работало бесперебойно в течение достаточно длительного, заранее оговоренного срока. Несмотря на наблюдающуюся, на некоторых горных предприятиях в последнее время тенденцию к перевооружению парка карьерных экскаваторов за счет внедрения гидравлических экскаваторов и мощных мехлопат (с ковшами вместимостью более 20 м$^3$), преимущественно зарубежного производства, основная масса отечественного парка карьерных и шагающих экскаваторов представлена – механическими лопатами и драглайнами производства России и Украины [1–3].

Как показывает статистика, вышеупомянутая техника в большинстве своем, к настоящему времени имеет значительную фактическую наработку в моточасах и ее техническое состояние требует более частого ремонтно-восстановительного вмешательства с дополнительными и более высокими временными и экономическими затратами. Применяемая до настоящего времени система, так называемых «планово–предупредительных ремонтов» (ППР), разрабатывалась в семидесятых годах прошлого столетия и предполагает обязательное проведение регламентированных текущих, средних и капитальных ремонтов, причем эта концепция проведения технического обслуживания и ремонта подразумевала, в среднем, более низкий, чем существующий в настоящий момент, у большинства машин этого парка, уровень общего износа основных узлов.

Общую ситуацию, на большинстве горных предприятий угольной, рудной и нерудной отраслей, связанную с необходимостью, несмотря ни на что, продолжать эксплуатацию «постаревшей» экскавационной, как впрочем, и другой горной техники, нельзя признать нормальной, однако выход из нее, как нам представляется, может и должен быть в изменении политики сервисного и ремонтного ее обслуживания.

Исторически в России сложилось так, что сервис купленной техники осуществлял не поставщик, а сам покупатель – по принципу: «сам купил технику – сам и решаешь проблемы по ее содержанию». Однако в течение последнего десятилетия наметился коренной перелом в данном вопросе. Развитая дилерская сеть, оперативная связь поставщиков с производителями – все это не позволяет возникнуть проблеме ремонта или техосмотра

техники. Нет такой проблемы у владельцев зарубежной техники премиального сегмента: если уж куплена дорогая машина, то фактически исчезает проблема в послепродажном фирменном сервисном обслуживании (ФСО). Сервисная служба стала фактически самым главным и необходимым компонентом бизнеса продавца специальной техники.

Техника таких мировых лидеров как Caterpillar и Komatsu давно известна в России, особенно в северных и восточных регионах – на предприятиях горнодобывающей отрасли. В последние годы активность в этом сегменте проявляет и компания Liebherr. Поскольку на предприятиях угольной промышленности находят применение не только техника самых тяжелых классов, в последнее время наметилась еще одна тенденция – интенсивное проникновение в этот сегмент китайских компаний. Сейчас на предприятиях горнодобывающего комплекса марки Shantui, SHEHWA перестали быть экзотикой. Интерес к китайской технике продолжает расти, поскольку потребитель понимает, что китайское производство – это более демократичный вариант того же Komatsu.

Традиционная приспособленность ремонтных служб угледобывающих предприятий к отечественной технике обуславливает определенную степень приверженности к продукции двух отечественных производителей: ОАО «Промтрактор–ЧЕТРА» (Чебоксары) и ОАО «Челябинский тракторный завод – Уралтрак». Эти предприятия выпускают номенклатуру машин из 8-ми моделей – с мощностью двигателей 170÷ 520 л. с. и с массой бульдозерно-рыхлительных агрегатов 20 ÷ 61,5 т. Они пока уступают по своим техническим и эксплуатационным характеристикам лучшим зарубежным образцам западных производителей, в частности, по удельной энерговооруженности, мощности и др. При этом на первую позицию в данном сегменте претендует чебоксарское предприятие «Промтрактор–ЧЕТРА».

Как говорилось выше, одним из самых проблемных участков в области неэффективных производственных затрат отечественных горнодобывающих компаний является организация ремонтов горнодобывающей техники. Существующие в настоящее время системы планово-предупредительного технического обслуживания и ремонта горного оборудования на большинстве горнодобывающих предприятий сложились во времена плановой экономики. При оценке современного состояния этих систем можно выделить следующее:

– большой удельный вес затрат на ТО и Р в структуре затрат горнодобывающего предприятия;

– непрозрачность затрат на ТО и Р;

– плохая управляемость эксплуатационными расходами на ТО и Р;

– большая численность высококвалифицированного персонала, занятого в системе ТО и Р.

В настоящее время конкурентоспособность горного оборудования на рынке обеспечивается только в том случае, если техническая готовность техники поддерживается на уровне 90% и выше от календарного фонда рабочего времени. Для обеспечения высокой технической готовности предприятие-производитель оборудования, как правило, делегирует его сервисное обслуживание специализированным фирмам [1–3].

В мировой практике сервисное обслуживание горной техники является основной формой взаимоотношений между предприятиями, эксплуатирующими оборудование, и изготовителем.

В России ФСО горной техники является новым развивающимся направлением, так как исторически техническое обслуживание и плановые ремонты техники осуществлялись персоналом цехов, входящих в структуру горнодобывающих предприятий.

Полное сервисное обслуживание – комплекс мероприятий, включающий полное техническое обслуживание, все виды ремонтов и поставку необходимых запасных частей, быстроизнашивающихся частей и расходных материалов для выполнения всех видов работ, связанных с техническим обслуживанием и ремонтом техники. Полное техническое

обслуживание - включает все виды технического обслуживания (ТО – 1, 2, 3, 4, через 250, 500, 1000, 2000 моточасов соответственно) в соответствии с правилами, установленными заводом-изготовителем. Ремонт – комплекс операций по устранению поломок, замене вышедших из строя или изношенных деталей, не отработавших нормативный срок, быстроизнашивающихся частей, с целью приведения техники в работоспособное состояние.

Основными отличительными особенностями специализированных сервисных предприятий являются:

– наличие профессионального кадрового состава специалистов, имеющих опыт в техническом обслуживании и ремонте конкретной техники;

– собственный наработанный опыт фирмы в целом по организации управления процессом сервиса, в который, кроме работ по техобслуживанию и плановым ремонтам, входят материально-техническое снабжение, логистика, специальные методы учета движения материальных ценностей, планирование работ, работа с персоналом;

– развитая организационная структура, обеспечивающая реализацию технологических процессов сервиса (сервисные центры, станции техобслуживания, ремонтный завод, склады запчастей, подразделение материально-технического снабжения и др.);

– владение собственным «ноу-хау» в технологии ремонта и восстановления машин, узлов и агрегатов;

– оснащенность специальным оборудованием для технического обслуживания и ремонта техники;

– наличие надежных источников поставки качественных запасных частей и материалов.

В основу организации системы сервисного обслуживания, на основании мирового опыта, положены следующие основные принципы:

– полное освобождение горнодобывающих эксплуатирующих предприятий (исходя из условий договора) от проблем, связанных с поддержанием горной техники в рабочем состоянии;

– создание развитой системы взаимоотношений с первоклассными поставщиками по обеспечению обслуживаемой техники качественными запасными частями и расходными материалами;

– создание компьютерной системы «Сервис горной техники» с функциями учета движения запасных частей, расходных материалов и прогнозирования (в зависимости от часов наработки) замены основных узлов и агрегатов по полному «жизненному циклу» каждой единицы техники;

– обучение на объектах компании специалистов сервисных центров профессионально правильным приемам качественного обслуживания и ремонта техники;

– применение специальных приборов неразрушающего контроля для регулярного диагностирования техники.

В настоящее время на отечественных горнодобывающих предприятиях растет парк высокопроизводительного дорогостоящего зарубежного оборудования. Это создает предпосылки для более широкого внедрения передовых мировых технологий, позволяющих эффективнее достичь улучшения в области организации ТО и Р, повысить коэффициент технической готовности оборудования, значительно снизить стоимость ремонтов, увеличить межремонтные периоды и сроки его эксплуатации.

Современная техника представляет собой не только набор узлов и агрегатов. В ее конструкции обязательно присутствуют интеллектуальные системы предотвращения поломок оборудования и оптимизации технического обслуживания. Данные системы (MineCare, Lidat и др.) в режиме «реального времени», используя разворачиваемую на территории карьера или разреза высокоскоростную радиосеть WIFI, путем непрерывного опроса, сбора и анализа данных с прямым интерфейсным подключением к бортовым диагностическим контроллерам, которые имеются на горном оборудовании, позволяет на

ранней стадии обнаруживать возникновение неисправностей узлов и механизмов. Тем самым сокращать непродуктивные эксплуатационные затраты, предотвращать неправильную эксплуатацию горного оборудования, оценивать квалификационную подготовку машинистов и операторов [4, 5].

Основная цель данных систем удаленного технического обслуживания – минимизация временных и стоимостных затрат на проведение ТО и Р, значительное повышение эффективности планирования работ по ТО и Р, а также обеспечение сбора данных для анализа работы и отказов оборудования, получения отчетности по ключевым показателям эффективности для нужд ремонтного персонала в режиме реального времени. Системы дают конечным пользователям необходимые инструменты для отображения и объективной оценки исходных данных и принятия решений на опережение для предотвращения аварийных ситуаций и поломок. Это позволяет определить оптимальную величину периода эксплуатации конкретной единицы оборудования с заданным уровнем доверительной вероятности ее поломки на основе статистических данных о работе машины, собираемых с ее диагностических контроллеров в реальном режиме времени, без остановки горного оборудования для проведения диагностики.

Настраиваемые ремонтным персоналом наборы переменных о работе контролируемых узлов и механизмов горного оборудования формируются намного раньше, чем получение штатного события о поломке и необходимости ремонта от бортового контроллера. По этому появляется возможность определять возможные неисправности оборудования на ранней стадии их формирования, с фиксированием списков моментальных состояний работы узлов и механизмов с нескольких систем одновременно. Моментальным снимком является относящаяся к происшедшему событию группа рабочих параметров, получаемых от бортовых контроллеров данной единицы техники. Что еще более важно, данные переменных и снимки могут показать возможные нарушения технологического процесса, которые могут привести к:

– неэффективному использованию оборудования (например, недогруз);

– преждевременному износу или поломкам оборудования (например, перегруз);

– серьезным случаям нарушения техники безопасности (например, превышение скорости).

Так же эти системы позволяют провести диагностику машины, без выезда сервисной бригады на место производства горных работ. При этом по данным дистанционного мониторинга, возможно установить предполагаемую причину неисправности и определить минимальный достаточный объем необходимых запасных частей, что существенно сокращает затраты и время ремонта.

Более того, некоторые фирмы уже предлагают к поставляемому оборудованию и контракт на работу своего специалиста высокого класса уже обученного работать на данной технике.

Анализ практики в послепродажном фирменном сервисном обслуживании техники Liebherr в России предприятием ООО «LIEBHERR– Russland» подтверждает основное достоинство ФСО – минимизация ремонтных работ (за счет исключения ремонта бездефектных узлов) и увеличение (на 25÷40%) межремонтного ресурса по сравнению с планово-предупредительными системами ТО и Р.

Исследования систем технического обслуживания и ремонта технологического оборудования на горнодобывающих предприятиях России показывают то, что собственники предприятий все чаще делают осознанный и взвешенный выбор в пользу зарубежной горнодобывающей техники, при этом ее покупка подразумевает и контракт на систему постгарантийного фирменного сервисного обслуживания специализированным структурами предприятия – производителя данной продукции.

## Список литературы

1. Щадов М.И. Оценка технического состояния горнотранспортного оборудования и его техническое перевооружение как основа эффективности развития открытой угледобычи Кузбасса [Текст] /М.И. Щадов, В.Н. Ефимов // Горные машины и электротехника. М. –2008, №7, с. 10 – 15.

2. Волченко Н.Г. Механическое оборудование карьеров [Текст]: метод. указ. /Н.Г. Волченко, Г.Н. Волченко; СибГИУ – Новокузнецк, 2008. – 20 с.

3. Сергеев В.Ю. [Текст] Оценка эффективности внедрения системы ФСО (фирменного сервисного обслуживания) горного оборудования как долгосрочного инвестиционного проекта [Текст].//Горная промышленность. –2010. –№ 1, с. 43–45.

4.[Электронный ресурс] http://www.mining-media.ru/ru/article/gorobor/1270 -servis-gornoj-tekhniki

5.[Электронный ресурс] http://www.mining-media.ru/ru/article/company/618 - anv-gornaya-kompaniya -professionalnaya-rabota-na-gornykh-predpriyatiyakh

УДК 622.012:658.012.011.56

# ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГЕОИНФОРМАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ В НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ

***Шестаков А.О.***
***Сибирский филиал ОАО «ВНИМИ»***
***г. Прокопьевск, Россия.***

***Аннотация:*** В статье определены перспективные направления развития программных систем, разработанных и используемых в СФ ОАО «ВНИМИ», которые стали возможны с развитием новых технологий и их внедрением. Выявлены наиболее значимые из них для дальнейшей реализации в рамках проекта расширения использования программных средств в научной и производственной деятельности. Выделены основные модули Геоинформационной системы с возможностью учета времени и добычи полезных ископаемых.

***Ключевые слова:*** Геоинформационная система (ГИС), сдвижения и деформация земной поверхности, добыча полезных ископаемых, меры охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок.

На протяжении 80 лет в СФ ОАО «ВНИМИ» осуществляются научные исследования в области геомеханики и маркшейдерского дела. На основе многолетних исследований, а так же действующих «Правил охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях» ПБ 07-269-98 С.-Петербург ВНИМИ, 1998, утверждённых постановлением Госгортехнадзора России от 16 марта 1998 г. № 13, сотрудниками СФ ОАО «ВНИМИ» были разработаны следующие программные продукты:

1. Автоматизированная система расчёта сдвижений и деформаций земной поверхности «ЛАВА» (Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2012616996 от 06.08.2012);

2. Автоматизированная система расчёта сдвижений и деформаций в массиве горных пород «МАССИВ» (Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2013614399 от 07.05.2013);

3. Автоматизированная система построения графиков сдвижений и деформаций земной поверхности (Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2014613653 от 02.04.2014).

Успешное использование данных программ в научно-исследовательской и производственной деятельности СФ ОАО «ВНИМИ», а так же дальнейшие научные исследования позволили выделить перспективы развития информационной системы как преобразование программных продуктов в единую полноценную Геоинформационную систему (ГИС). Основным преимуществом данной системы будет возможность учёта добычи полезных ископаемых как подземным, так и открытым способом, а также оценкой влияния горных работ на сооружения и природные объекты на поверхности. В данной системе будет реализована возможность учёта времени, то есть оценка положения системы на определённую дату в прошлом, а так же перспективу на будущее так называемые «Слои времени».

Геоинформационная система будет иметь модульную структуру с возможностью добавления новых модулей для расширения функциональности. Модули будут иметь иерархическую структуру, а их добавление возможно на любом уровне. Основная структура данной системы будет иметь вид:

– база данных;
– СУБД;
– модуль обработки исходных данных;
– модуль параметров системы;
– модуль расчётов;
– модуль визуализации информации;
– модуль анализа временных рядов;
– модуль сохранения результатов вычислений;
– модуль автоматизации.

Цель создания ГИС состоит в компьютерной реализации взаимосвязи горных работ с окружающей средой в виде подземных объектов и объектов на поверхности, а также геологических и инфраструктурных условий и явлений природы. Всё это потребует внесения в систему большого количества разнообразной информации о различных объектах в единую базу данных, имеющую объектную структуру с настраиваемыми форматами данных.

ГИС будет учитывать все объекты поверхности:

1. Природные объекты:
– водные объекты (реки, ручьи, озера, пруды, болота и так далее);
– леса;
– пашни;
– и т.д.

2. Технические объекты:
– жилые дома и бытовые постройки;
– промышленные здания и сооружения;
– мосты;
– автодороги;
– железнодорожные пути;
– взлётные полосы аэропортов;
– линии связи;
– линии электропередачи;
– водопроводы;
– газопроводы;
– дамбы;

– отвалы;

– и т.д.

Каждый объект обладает различными характеристиками, поэтому структура описания атрибутов для каждого объекта разная, требующая настраиваемого формата данных.

Например, для автодорог, железнодорожных путей и мостов так же будут указаны скоростной режим, дорожные знаки, что бы в последствие принимать меры охраны в виде ограничения скорости и массы большегрузных транспортных средств, организация движения по объездным дорогам, которые система выберет сама в зависимость от потока транспорта и горных работ.

В базе данных будет храниться и дополнительная информация об объектах в различных форматах (фото, видео, аудиозаписи текстовые файлы и так далее). Если объект является жилым помещением, то в базе будут храниться все данные о проживающих в ней жителях, их номера телефонов, адрес электронной почты, почтовый адрес и другая контактная информация о домах, необходимая для оповещения о подработке объектов, а также проведении взрывных работ с целью обеспечения безопасности жителей. Оповещение с помощью смс-сообщений, почтовой рассылки, телефонных звонков. Все персональные данные будут защищены, при этом будет организован различный уровень доступа к информации. История общения с владельцами объектов поверхности, переписка с ними, согласования и так далее будет храниться в базе, что позволит организовать более тесное сотрудничество. Информация о проведённых и планируемых мероприятиях защиты объектов от вредного влияния горных работ с расчётом инвестиций, которые будут требоваться для этого.

Так же в базу данных будут вводиться все горные работы, подземные объекты и сооружения (очистные выработки, вентиляционные и конвейерные штреки, квершлаги, выработки, выходящие на поверхность, скважины и так далее), геологическая информация о месторождении полезных ископаемых, явления природы, с привязкой по времени (землетрясения, наводнения и другие).

Основным нюансом самой базы является учёт глобального времени, что несёт дополнительные сложности для структуры базы данных в виде "слоёв времени".

Для работы с такой базой необходимо наличие в ГИС Системы управления базой данных (СУБД). Большое количество разнообразной информации требует большого функционала от СУБД, но единые стандарты позволяют легко это реализовать.

Основные функции, которые будет выполнять СУБД:

– управление транзакциями;

– журнализация изменений - старая информация не удаляется, а хранится с целью последующего анализа и отката версий базы данных;

– обработка запросов к базе данных;

– защита данных;

– шифрования на уровне СУБД;

– автоматизированная функция резервирования и восстановления данных позволяет гарантированно избежать потери информации;

– контроль версий данных с записями о том, какой пользователь вносил изменения в данные. Разные уровни доступа пользователей к информации. Уровни доступа будут регулироваться как настройками профиля самого пользователя, так и настройками профиля группы, в которой состоит пользователь, например: администратор, проектировщик, маркшейдер, специалист и так далее. Так же редактирование и внесение новой информации возможно только для специалистов определённых специальностей и уровней доступа для данного типа информации;

– модуль синхронизации с другими базами данных - обмен данными и синхронизация на разных предприятиях с целью учёта общих объектов, на которые они оказывают влияние (соседние горные предприятия);

– поддержка облачных технологий - пользователям не надо развёртывать систему на своих серверах, возможно использования на едином централизованном сервере через сеть Интернет.

Так как ГИС будет иметь настраиваемые форматы исходных данных, которые будут вводиться из различных источников, то набор функций по обработке данных выделен в отдельный модуль, что позволит с течением времени использовать новые методы в получение данных, таких как:

– новые форматы файлов с данными;

– новые интернет технологии, такие как Google Street View или Яндекс панорама и им подобные;

– мобильные устройства, поддерживающие запись видео, фото и аудио данных с возможностью привязки к глобальным координатам по средствам спутниковой навигации и WI-FI сетей, такие как планшетные компьютеры, мобильные телефоны, смартфоны, Google Glass и другие;

– беспилотных самолётов и бытовых роботов с возможностью видео-, фото- и звукозаписи с использованием привязки к глобальным координатам по средствам спутниковой навигации и WI-FI сетей;

– снимки со спутников;

– системы файлового обмена;

– телеметрические датчики, которые устанавливаются на объектах и передают данные на сервер;

– экспорт и импорт из других ГИС;

– возможность внесения в систему результатов инструментальных наблюдений, геофизических и геологических изысканий, натурных наблюдений.

Первоначально исходные данные в систему можно будет вносить как в режиме ручного ввода, так и автоматического, для этого достаточно указать источники, где находятся данные, и система сама извлечёт их. Источниками изначально могут быть:

– чертежи формата DXF (AutoCAD, Bently MicroStation);

– текстовые документы;

– сайты в интернете;

– файлы MS Word, MS Excel, MS Access;

– базы данных;

– файлы ГИС MapInfo;

– видео файлы различного формата;

– аудио файлы различного формата;

– фотоматериалы различного формата.

Работа системы с использованием настраиваемых параметров позволяет быстро настроить под использование в конкретных условиях, добиваясь оптимальной работы всей системы в целом. Возможность сохранения настроек системы на основном сервере так и на различных электронных носителях, позволяет восстанавливать системы в более короткие сроки.

Для коррекции алгоритмов и параметров расчётов предусмотрена возможность ввода фактических полученных значений рассчитываемых параметров, причём обработкой измерений занимается сама система, что позволяет в реальном времени корректировать систему расчётов, как для данного участка, так и для региона в целом.

Расчёты и анализ в ГИС можно производить как локально, так и на сервере, а так же распараллелить вычисления, что позволяет увеличить значительно скорость вычисле-

ния. Все функции расчётов интегрированы в единый модуль. Возможно дальнейшее добавление новых функций в модуль. Первоначально предполагается реализация в системе следующих возможностей:

– производить построение оптимальной планировки подземных горных работ;

– проектировать оптимальный план ведения горных работ;

– корректировать план ведения горных работ;

– производить построение предохранительных целиков;

– производить построение межлавных целиков;

– производить построение барьерных целиков;

– производить построение зоны влияния от подземных горных работ на поверхности;

– производить построение условно опасных зон по выходу провалов на поверхности;

– производить построение зон больших трещин, прилегающих к зоне провалов;

– производить построение зон повышенного горного давления;

– прогнозировать возможность заболачивания местности, вследствие ведения горных работ;

– прогнозировать водопритоки в подземные горные выработки;

– производить вычисления ожидаемых, вероятных и расчётных сдвижений и деформаций от ведения подземных горных работ, согласно методике разработанной в ОАО «ВНИМИ» [2];

– рассчитывать ожидаемые и вероятные сдвижения и деформации от ведения подземных горных работ, методом конечных элементов [3];

– рассчитывать динамические сдвижения и деформации от ведения подземных горных работ, когда известен план горных работ, согласно методике разработанной в СФ ОАО «ВНИМИ» [1];

– производить вычисления допустимых и предельных деформаций для объектов по методике, разработанной в ОАО «ВНИМИ» [2];

– рассчитывать воздействия на объекты других негативных факторов (подземные воды, оползневые процессы, техно сейсмичность, морозное пучение, воздействие производственных объектов, оседания почвы и т.д.);

– определять ожидаемые повреждения конструкций зданий, сооружений и объектов инфраструктуры;

– определять меры охраны для объектов поверхности, попадающих в зону влияния подземных горных работ с учётом других негативных факторов;

– производить экономическую оценку мер защиты объектов поверхности;

– планировать рекультивационные работы на участках подвергшихся вредному влиянию от подземных горных работ;

– "интеллектуальная картография"- помогает проектировать как горные работы, так и размещение новых промышленных объектов и жилых застроек, с целью минимизации воздействия на них горных работ.

Модуль визуализации информации является основным модулем, в котором будет проходить большая часть работы с системой. Из него осуществляется доступ ко всем основным модулям и функциям системы. В нём будет происходить работа со всеми объектами в системе, то есть добавление объектов, редактирование объектов, ввод и вывод информации об объекте.

В модуле визуализации будет возможность работы, как с векторной, так и растровой графикой. В модуль будет интегрирован весь набор инструментов для создания, редактирования и просмотра графической информации (планов, разрезов, графиков, чертежей и т.д.), а также элементы систем автоматизированного проектирования.

Модуль визуализации будет поддерживать все новые технологии в области компьютерной графики.

ГИС предоставляет большие возможности анализа временных рядов, отслеживания истории изменений объектов, а так же оценки перспективы развития системы в целом. Вся информация об изменениях структурирована, что позволяет легко анализировать её и обрабатывать.

Сохранение истории изменений глобальной системы, позволяет формировать состояние системы на определённую дату или временной отрезок, а также формировать изменение системы за определённый период времени. Например, изменение рельефа вследствие воздействия подземных горных работ с течением временем.

Возможность внесения в систему событий, которые могли повлиять на состояние системы с привязкой по времени, позволяет проанализировать состояние системы до и после события, выявить причины, последствия и выработать меры которые позволят избежать этого в будущем. Например, такими событиями могут стать землетрясение, авария и так далее.

Учёт времени позволяет, планировать разные варианты развития системы в будущем и анализировать глобальное состояние системы, например как с течением времени изменения технологий добычи полезных ископаемых и геологических условий влияли на окружающую среду и уровень добычи полезных ископаемых.

Ввод экономических показателей с привязкой ко времени позволит отследить взаимосвязь добычи полезных ископаемых со стоимостью и себестоимостью, спросом и предложением. Планировать горные работы, в том числе с экономическими показателями, обеспечивая тем самым оптимальное воспроизведение полезных ископаемых с максимизацией прибыли от реализации добытых полезных ископаемых, снижая риск перепроизводства.

Так как каждому пользователю необходимо сохранять результаты в различных формах и форматах файлов то в системе предусмотрен модуль, который будет соединять, в себя функции сохранения результатов. Функции сохранения результатов в самых распространённых форматах будут реализованы в модуле. Дальнейшее расширение форм и форматов сохранения результатов будет происходить как самими пользователями, так и разработчиками при появлении новых форматов файлов, что будет легко реализовано вследствие модульности функций сохранения результатов.

В ГИС будет возможность формирования результатов с настраиваемой формой в виде:

– отчётов;
– табличных данных;
– карт;
– планов;
– разрезов;
– графиков;
– и др.

В ГИС предусмотрены следующие исходные форматы файлов:

– файлы Microsoft Word (*.doc; *.docx; *.rtf);
– файлы Microsoft Excel (*.xls; *.xlsx);
– текстовые файлы (*.txt);
– веб страницы (*.html);
– растровые изображения (*.bmp; *.jpeg; *.tiff);
– файлы ГИС MapInfo (*.mif,*.tab);
– чертежи AutoCAD (*.dwg,*.dxf);
– чертежи Bently Microstation (*.DGN);

– чертежи КОМПАС-3D (*.cdw; *.frw);

– электронные документы (*.pdf; *.DjVu; *.xps).

Для того чтобы была возможность расширения функционала системы, а так же автоматизации операций в систему встроен модуль автоматизации, состоящий из возможностей:

– API-функции (интерфейс прикладного программирования) позволяют внешним программам взаимодействовать с системой, обеспечивая тем самым динамическую связь с другими приложениями, открывая доступ к настройкам системы, данным хранящимся в системе, функциям обработки данных, функциям расчёта, результатам расчётов;

– макросы (набор функций и процедур на скриптовом языке программирования) которые способствую более гибкой работе с системой;

– пакетные расчёты (когда расчёт идёт в несколько этапов, требующих выполнения сложного алгоритма обработки исходных данных и результатов предыдущих этапов вычислений, для этого есть возможность написания пакетного файла состоящего из последовательного набора команд, которые должна выполнить система.)

Пользователи сами смогут написать модули для расчётов, которых нет в системе, с помощью комбинаций API-функциям и возможностей встроенного скриптового языка программирования и обмениваться ими между собой.

Преимущества использования ГИС с осью времени и возможностью учёта добычи полезных ископаемых:

– использование системы из любого места, где есть интернет;

– автономная работа (при появлении доступа к серверу система автоматически синхронизируется с серверами);

– использование системы на различных платформах и операционных системах;

– простота использования и обслуживания;

– минимизация требований к системным ресурсам;

– облачные технологии позволяют хранить всю информацию в одном месте, иметь не ограниченное пространство для хранения, и получать доступ к данным с любого мобильного устройства;

– обновление системы без потери данных с минимальными изменениями формата хранения данных;

– возможность доработки системы под нужды конкретного предприятия с возможность синхронизации на центральных серверах;

– возможность обмена модулями, написанными пользователями;

– возможность пользователям выбирать, какие модули и функции будут включены в систему, что минимизирует стоимость и сокращает количество не используемого функционала системы;

– интеграции с другими программными системами и ГИС в единый комплекс;

– системы, установленные на разных предприятиях, позволяют централизовать все полученные данные в единой системе для анализа и систематизации, позволяя на основе полученного опыта на одних предприятиях применять их на других.

## Список литературы

1. Динамика деформаций в подрабатываемом горном массиве / А. С. Ягунов; Минэнерго РФ, НИИ горн. геомех. и маркшейд. дела – Межотраслевой научный центр ВНИМИ, Сибирский филиал. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2010. – 239 с.

2. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях С.-Петербург ВНИМИ, 1998. – 291 с.

3. Сдвижения горных пород и защита подрабатываемых сооружений. Кратч Г. Пер. с нем. под ред. Р. А. Муллера и И. А. Петухова. М., "Недра", 1978. 494 с.

УДК 621.929.2/.9

# УПРАВЛЯЕМОЕ ДОЗИРОВАНИЕ В СОСТАВЕ СМЕСЕПРИГОТОВИТЕЛЬНОГО АГРЕГАТА НА ОСНОВЕ МЕТОДА ПРОСТРАНСТВА СОСТОЯНИЙ

***Симикова А.А., к.т.н. Федосенков Д.Б., Токарев С.В., д.т.н. Федосенков Б.А.***
***КемТИПП, г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Разработан подход к реализации способа управляемого автоматизированного дозирования в рамках смесеприготовительгого агрегата с использованием векторно-матричных моделей в терминах метода пространства состояний.

***Ключевые слова:*** метод пространства состояний, порционное дозирование, коэффициенты Фурье-модели, нули и полюсы системы.

На основе опытных данных, полученных в ходе исследований порционных дозаторов разных типов (шлюзового; с возвратно-поступательным механизмом; тарельчатого; карусельно-стаканчатого, а также микродозаторов), в качестве общего подхода был выбран способ точной формализации сигнала порционного расхода. Суть этого подхода – в том, что сигнал порции в динамике представлен в виде цепочки трапецеидальных импульсов, передний и задний фронты которых могут иметь разные значения крутизны, а верхняя часть должна быть максимально уплощена, поскольку ею определяется номинальный режим расхода при формировании дозы (порции). Основное время в рамках интервала выдачи порции падает на номинальный режим дозирования, в котором расход относительно постоянен и может быть охарактеризован константой $X_{dm}$. Сигнал порционного дозирования, сформированный с учетом такого подхода, представлен на рис. 1.

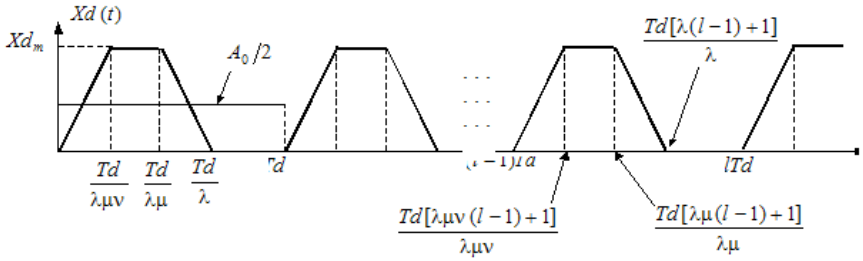



Рис. 1. Параметризация сигнала порционного дозирования для общего режима

Поток на выходе из порционного дозатора описывается следующими функциональными зависимостями:

$$X_d(t)=\begin{cases} \dfrac{Xm_d\lambda\mu\nu}{T_d}t & \text{при} \quad 0\le t<\dfrac{T_d}{\lambda\mu\nu} \\ Xm_d & \text{при} \quad \dfrac{T_d}{\lambda\mu\nu}\le t<\dfrac{T_d}{\lambda\mu} \\ \dfrac{Xm_d\mu}{1-\mu}\left(\dfrac{\lambda}{T_d}t-1\right) & \text{при} \quad \dfrac{T_d}{\lambda\mu}\le t<\dfrac{T_d}{\lambda} \\ 0 & \text{при} \quad \dfrac{T_d}{\lambda}\le t<T_d \end{cases}, \qquad (1)$$

где $T_d$ – период дозирования; $\Theta_d$ – длительность формирования дозы; $\Theta_r$ – момент начала отсечки дозатора (длительность интервала дозирования с учетом нестационарного входа в номинальный режим); $\Theta_f$ – длительность переднего фронта импульса дозирования; λ,μ,ν –

соответственно значения скважностей: порционного дозирования, интервала формирования дозы до начала отсечки и интервала достижения режима номинального дозирования; $Xm_d$ – весовой расход материала через дозатор.

Представленные зависимости (1) описывают дозирующий импульс в форме трапеции на промежутке первого цикла дозирования. Для получения цепочки трапецеидальных импульсов расхода на протяжении произвольного количества циклов следует воспользоваться расширенными формулами:

$$Xd(t)=\sum_{l=1}^{k}\begin{cases}\dfrac{Xm_d\lambda\mu\nu}{Td}\left(t-(l-1)Td\right), & \text{при } (l-1)Td\le t<\dfrac{Td(\lambda\mu\nu(l-1)+1)}{\lambda\mu\nu}\\ Xm_d\,, & \text{при } \dfrac{Td(\lambda\mu\nu(l-1)+1)}{\lambda\mu\nu}\le t<\dfrac{Td(\lambda\mu(l-1)+1)}{\lambda\mu}\\ \dfrac{Xm_d\mu}{1-\mu}\left(\dfrac{\lambda}{Td}\left(t-Td(l-1)\right)-1\right), & \text{при } \dfrac{Td(\lambda\mu(l-1)+1)}{\lambda\mu}\le t<\dfrac{Td(\lambda(l-1)+1)}{\lambda}\\ 0\,, & \text{при } \dfrac{Td(\lambda(l-1)+1)}{\lambda}\le t<lTd\end{cases}, \qquad (2)$$

где $Td$ – период дозирования; $Xm_d$ – весовой расход материала через дозатор; $k$ – количество формируемых доз (циклов); $l$ – произвольный номер цикла дозирования.

Произведем разложение дозирующего сигнала (рис.1) в тригонометрический ряд Фурье с произвольным периодом. Зависимости для расчета коэффициентов Фурье-разложения в случае общего режима дозирования представлены в табл. 1.

Таблица 1

Расчетные выражения для коэффициентов Фурье-модели

| Характер режимов работы дозирующих устройств | Обозначение коэффициентов Фурье | Расчетные формулы коэффициентов Фурье-модели |
|---|---|---|
| Общий случай загрузки смесителя | $A_0$ | $\dfrac{Xm_d}{\lambda\mu\nu}(\mu\nu+\nu-1)$ |
| | $A_k$ | $\dfrac{Xm_d\mu\lambda}{2k^2\pi^2}\left[\nu\cdot\left(\cos\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda\mu\nu}\right)-1\right)+\dfrac{1}{\mu-1}\left(\cos\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda\mu}\right)-\cos\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda}\right)\right)\right]$ |
| | $B_k$ | $\dfrac{Xm_d\lambda\mu}{2k^2\pi^2}\left[\nu\sin\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda\mu\nu}\right)+\dfrac{1}{\mu-1}\left(\sin\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda\mu}\right)-\sin\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda}\right)\right)\right]$ |
| Мгновенная загрузка при линейной отсечке дозатора – $\lambda,\mu>1$; $\nu=\infty$ | $A_0$ | $\dfrac{Xm_d}{\lambda\mu}(\mu+1)$ |
| | $A_k$ | $\dfrac{Xm_d\mu\lambda}{k^2\pi^2(\mu-1)}\left[\left(\cos\left(\dfrac{k\pi}{\lambda\mu}\right)\right)^2-\left(\cos\left(\dfrac{k\pi}{\lambda}\right)\right)^2\right]$ |
| | $B_k$ | $\dfrac{Xm_d}{k^2\pi^2(\mu-1)}\left[k\pi(\mu-1)+\dfrac{\lambda\mu}{2}\left(\sin\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda\mu}\right)-\sin\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda}\right)\right)\right]$ |
| Инерционная загрузка при мгновенной отсечке дозатора – $\lambda,\nu>1$; $\mu=1$ | $A_0$ | $\dfrac{Xm_d}{\lambda\nu}(2\nu-1)$ |
| | $A_k$ | $\dfrac{Xm_d}{k^2\pi^2}\left[k\pi\cdot\sin\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda}\right)-\lambda\nu\cdot\left(\sin\left(\dfrac{k\pi}{\lambda\nu}\right)\right)^2\right]$ |
| | $B_k$ | $\dfrac{Xm_d}{k^2\pi^2}\left[k\pi\cdot\left(1-2\cdot\left(\cos\left(\dfrac{k\pi}{\lambda}\right)\right)^2\right)+\dfrac{\lambda\nu}{2}\cdot\sin\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda\nu}\right)\right]$ |
| Инерционная загрузка при линейной отсечке и отсутствии номинального режима – $\lambda,\mu>1$; $\nu=1$ | $A_0$ | $\dfrac{Xm_d}{\lambda}$ |
| | $A_k$ | $\dfrac{Xm_d\mu\lambda}{2k^2\pi^2(\mu-1)}\left[1+\mu\left(\cos\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda\mu}\right)-1\right)-\cos\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda}\right)\right]$ |
| | $B_k$ | $\dfrac{Xm_d\mu\lambda}{2k^2\pi^2(\mu-1)}\cdot\left[\mu\sin\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda\mu}\right)-\sin\left(\dfrac{2k\pi}{\lambda}\right)\right]$ |

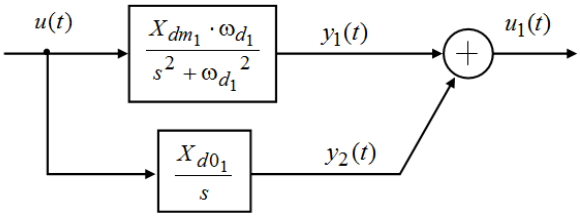
| Характер режимов работы дозирующих устройств | Обозначение коэффициентов Фурье | Расчетные формулы коэффициентов Фурье-модели |
|---|---|---|
| Режим непрерывной загрузки – μ,ν>1; λ=1 | $A_0$ | $\frac{Xm_d}{\mu\nu}(\mu\nu+\nu-1)$ |
| | $A_k$ | $\frac{Xm_d\mu}{2k^2\pi^2\cdot(\mu-1)}\left[\nu(\mu-1)\left(\cos\left(\frac{2k\pi}{\mu\nu}\right)-1\right)+\cos\left(\frac{2k\pi}{\mu}\right)-\cos(2k\pi)\right]$ |
| | $B_k$ | $\frac{Xm_d\mu}{2k^2\pi^2\cdot(\mu-1)}\left[\nu(\mu-1)\sin\left(\frac{2k\pi}{\mu\nu}\right)+\sin\left(\frac{2k\pi}{\mu}\right)-\sin(2k\pi)\right]$ |
| Идеальный режим (П-порционное дозирование) – λ>1; μ=1; ν=∞ | $A_0$ | $\frac{2Xm_d}{\lambda}$ |
| | $A_k$ | $\frac{Xm_d}{k\pi}\left(\sin\left(\frac{2k\pi}{\lambda}\right)\right)$ |
| | $B_k$ | $\frac{2Xm_d}{k\pi}\cdot\left(\sin\left(\frac{k\pi}{\lambda}\right)\right)^2$ |

Представляют интерес также некоторые частные случаи формирования сигнала дозирования при определенных сочетаниях значений скважностей λ, μ, ν, характеризующих динамику процесса. В ходе исследований были рассмотрены следующие режимы (случаи): мгновенная загрузка при линейной отсечке дозатора; инерционная загрузка при мгновенной отсечке дозатора; инерционная загрузка при линейной отсечке и отсутствии номинального режима; режим непрерывной загрузки; идеальный режим. По каждому из случаев были получены расчетные выражения для коэффициентов Фурье-модели.

При анализе смесеприготовительного агрегата (СМПА) в пространстве состояний, в ходе которого рассматривалось функционирование входящих в его состав элементов, разработаны и исследованы векторно-матричные модели по каждому из типов дозирующих устройств.

Расчетная модель блока дозаторов состоит из трех ДУ (порционного типа), а также спирального и шнекового дозаторов.

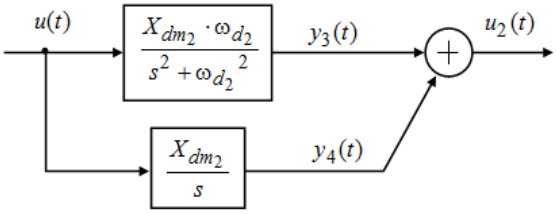
Итоговая модель дозирующего сигнала спирального дозатора в терминах пространства состояний имеет следующий вид (рис. 2):




$$\begin{cases}\dot{x}_1(t)=x_2(t)\\ \dot{x}_2(t)=-\omega_{d_1}{}^2x_1(t)+X_{dm_1}\omega_{d_1}u(t)\\ \dot{x}_3(t)=X_{d0_1}u(t)\\ u_1(t)=x_1(t)+x_3(t)\end{cases} \quad (3)$$

Рис. 2 - Модель дозирующего сигнала спирального дозатора

Итоговая модель дозирующего сигнала шнекового дозатора в терминах пространства состояний представлена на рис. 3.




$$\begin{cases}\dot{x}_4(t)=x_5(t)\\ \dot{x}_5(t)=-\omega_{d_2}{}^2x_4(t)+X_{dm_2}\omega_{d_2}u(t)\\ \dot{x}_6(t)=X_{dm_2}u(t)\\ u_2(t)=x_4(t)+x_6(t)\end{cases} \quad (4)$$

Рис. 3 - Модель дозирующего сигнала шнекового дозатора

Дозирующий сигнал порционного дозатора изображается в виде структурной схемы, представленной в редуцированной форме на рис. 4.

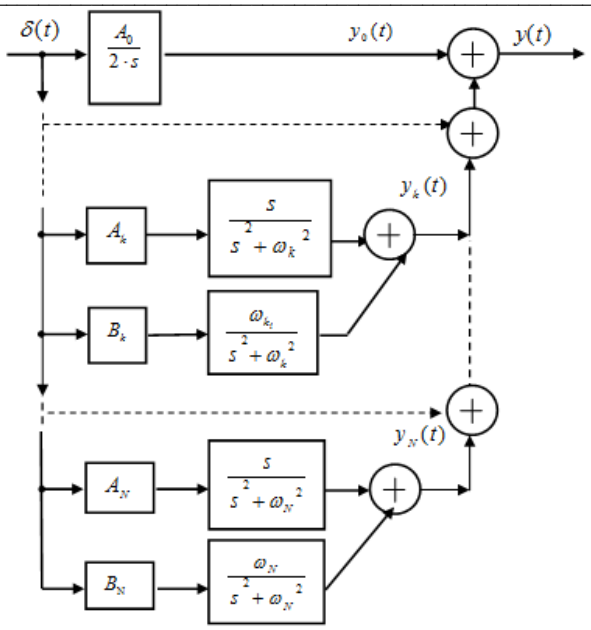



Рис. 4 - Структурная схема дозирующего сигнала порционного дозатора

Схема модели БДУ оперирует реальными и виртуальными сигналами, описывается системой дифференциальных уравнений (для удобства индекс *i* опущен):

$$\begin{cases} \dfrac{dy_1(t)}{dt} = \dfrac{A_0}{2}u(t) \\ \dfrac{d^2y_2(t)}{dt^2} + \omega_d{}^2 y_2(t) = A_1\dfrac{du(t)}{dt} \\ \dfrac{d^2y_3(t)}{dt^2} + \omega_d{}^2 y_3(t) = B_1\omega_d u(t) \\ \dfrac{d^2y_4(t)}{dt^2} + 4\omega_d{}^2 y_4(t) = A_2\dfrac{du(t)}{dt} \\ \dfrac{d^2y_5(t)}{dt^2} + 4\omega_d{}^2 y_5(t) = 2B_2\omega_d u(t) \\ \cdots\cdots\cdots \\ \dfrac{d^2y_{20}(t)}{dt^2} + 100\omega_d{}^2 y_{20}(t) = A_{10}\dfrac{du(t)}{dt} \\ \dfrac{d^2y_{21}(t)}{dt^2} + 100\omega_d{}^2 y_{21}(t) = 10B_{10}\omega_d u(t) \end{cases}, \tag{5}$$

которая в пространстве состояний примет вид:

$$\begin{cases} \dot{x}_7(t) = \dfrac{A_0}{2}u(t) \\ \left.\begin{array}{l} \dot{x}_{2l}(t) = x_{2l+1}(t) \\ \dot{x}_{2l+1}(t) = -((q-1)\omega_b)^2 \cdot x_{2l}(t) + u(t) \end{array}\right\} \quad q = \overline{2,11},\ l = \dfrac{(1-(-1)^q)}{2} + 2q \\ u_b(t) = x_7(t) + \sum x_{2i}(t),\ i = \overline{4,12} \end{cases}, \tag{6}$$

где $l$ – нормированный индекс переменной состояния; $q$ – переопределенный номер полной гармоники.

Таким образом, матрицы состояния, управления и выхода по состоянию векторно-матричной модели блока дозирующих устройств имеют вид:

$$\mathbf{A} = \left[\begin{array}{ccc:cc} 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 1 & 0 & 0 \\ 0 & -\omega_b^2 & 0 & 0 & 0 \\ \hdashline 0 & 0 & 0 & 0 & 1 \\ 0 & 0 & 0 & -100\omega_b^2 & 0 \end{array}\right]; \quad \mathbf{B} = \begin{bmatrix} A_0/2 \\ 0 \\ 1 \\ \cdots \\ 0 \\ 1 \end{bmatrix}; \quad \mathbf{C} = \begin{bmatrix} 1 \\ 1 \\ 0 \\ \cdots \\ 1 \\ 0 \end{bmatrix}. \tag{7}$$

Проблему составляет формирование уравнений состояния для блоков косинусных субгармоник в модели порционного дозирующего устройства, поскольку в составе опера-

торных функций этих составляющих, помимо полюсосодержащей части, находятся и нульсодержащие части – с нулевыми «нулями». Поэтому каждый такой блок переформатируется в цепочку двух последовательных звеньев (рис. 5): первое (на входе) содержит в своем составе только полюсы; второе (на выходе – в виде идеального дифференциатора) – нулевой «нуль».

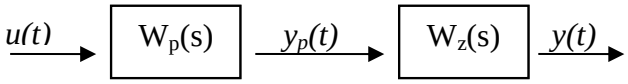



Рис. 5 Цепочка двух последовательных звеньев блока косинусных субгармоник

Векторно-матричная модель для первой косинусной субгармоники:

$$\begin{cases} \dot{x}_8 = x_9 \\ \dot{x}_9 = -\omega_{d1}{}^2 x_8 + A_1 u \\ y(t) = p x_8 = x_9 \end{cases} \qquad A = \begin{vmatrix} 0 & 1 \\ -\omega_{d1}{}^2 & 0 \end{vmatrix}; \quad B = \begin{vmatrix} 0 \\ A_1 \end{vmatrix}; \quad C = \begin{vmatrix} 0 & 1 \end{vmatrix}; \quad D=0$$

Аналогично определяется векторно-матричная модель для второй косинусной субгармоники и т.д..

Итоговая расчетная модель блока дозаторов (рис. 6) состоит из трех ДУ (порционного типа), а также спирального и шнекового дозаторов. Отметим, что такого рода модели по сравнению со структурно-топологическими имеют, кроме преимуществ, и некоторые недостатки: во-первых, для их описания используется аппарат дифференциальных уравнений, порядок которых определяется порядком модели, что связано с определенными трудностями при проведении расчетов; во-вторых, по данной модели невозможно определять частотные характеристики в их привычной форме, что создает некоторые неудобства при анализе; в-третьих, имеет место существенная чувствительность модели к конфигурации рассчитываемого агрегата – введение в схему новых конструктивно-технологических дополнений обязывает перестраивать ее полностью.

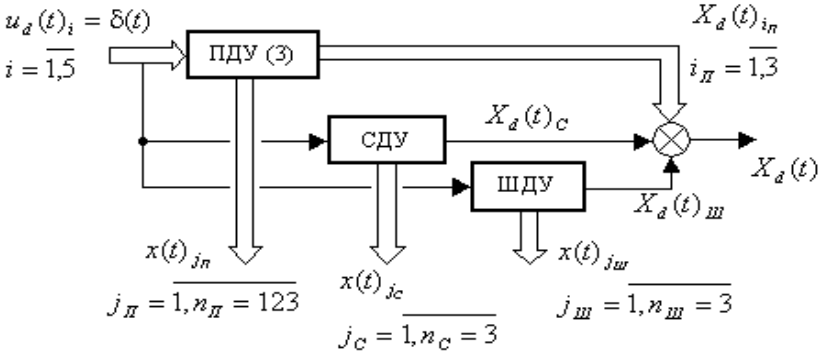



Рис. 6 Расчетная модель блока дозаторов

Несомненным достоинством данной модели является то, что за один акт моделирования можно рассчитать практически все сигналы, в то время как, используя структурно-топологические подходы, приходится производить расчеты многократно, каждый раз вносся изменения в базовую модель. Также необходимо отметить оперативность векторной модели СМПА при переконфигурировании блока ДУ, что может иметь место при переходе на иную рецептуру смесевой композиции, при замене дозатора одного типа другим и т.д. В данном случае изменяется только вектор входных воздействий, а не сама модель.

Чтобы использовать преимущества структурного и топологического подходов, векторная модель подвергается процедуре скаляризации, в ходе которой ДУ из блока дозаторов представляются в виде передаточных функций, рассчитанных таким образом, чтобы

при одновременной подаче на их вход типового воздействия в виде единичной импульсной функции на выходе появлялись сигналы, соответствующие реальным.

Анализ функционирования дозирующих устройств целесообразно проводить раздельно от остальных частей агрегата и друг от друга. Это связано с большой сложностью их моделей ввиду требуемого большого количества переменных состояния (ПС), необходимых для адекватного описания процесса формирования сигналов порционного дозирования. Временные зависимости, получаемые в результате расчета квазискалярных векторно-матричных моделей (ВММ) отдельных дозаторов, рациональнее всего использовать далее как составные части векторного входа $\mathbf{u}(t)$ ВММ для всего смесеприготовительного агрегата в целом. Таким образом, можно исключить из общей ВММ модели дозирующих устройств, что значительно упрощает последующие расчеты, т.к. блок ДУ вносит существенный вклад в формирование общей размерности модели.

Таким образом, методика проведения расчета модели смесеприготовительного агрегата в технологическом пространстве состояний сводится к поэтапному определению временных сигналов на выходе каждого из дозаторов, их суммированию, и расчету потока (потоков) на выходе из смесительного устройства и других узлов агрегата.

УДК 621.929.2/.9:681.3

## АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ УПРАВЛЕНИЕ СМЕСЕПРИГОТОВИТЕЛЬНЫМИ ПРОЦЕССАМИ В ВЕЙВЛЕТ-СРЕДЕ

***Исхаков Р.Р., к.т.н. Федосенков Д.Б.; Симикова А.А; д.т.н. Федосенков Б.А.***
***КемТИПП, г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Представлен подход, который может быть использован для отображения материалопотоковых процессов при решении задачи управления режимами дозирования и смешивания. В соответствии с этим подходом был адаптирован алгоритм вейвлет-поиска соответствия для аппроксимации сигналов материальных потоков на выходе блока дозирующих устройств смесеприготовительного агрегата.

***Ключевые слова:*** дозирование, вейвлет-функция, распределение Вигнера, алгоритм вейвлет-поиска соответствия.

Целью исследования является разработка метода отображения (графической визуализации) текущих режимов работы смесеприготовительного агрегата в задаче управления динамикой нестационарных процессов, в частности, процессов дозирования и смешивания сыпучих материалов с целью получения высококачественных смесевых композиций.

В соответствии с поставленной целью, задачами исследования являются: адаптация алгоритма вейвлет-поиска соответствия (ВПС) для аппроксимации сигналов расхода на выходе блока дозирующих устройств, формирование время-частотных отображений (карт Вигнера) этих сигналов, пригодных для идентификации рабочих режимов.

Пример реализации алгоритма вейвлет-поиска соответствия представлен на рис. 1. Здесь приведена последовательная процедура обработки исходного сигнала путем итеративного отбора из словаря $D$ вейвлет-функций Габора и получения остаточных сигналов после 1-й, 2-й и 3-й фаз итеративного процесса. Римскими цифрами I, II, III, IV обозначены фрагменты сигнала $f(t)$, которые аппроксимируются тремя время-частотными атомами Габора, причем последовательность аппроксимации с учетом энергетической плотности этих фрагментов и их остатков такова: II→I→III. Фрагмент IV не аппроксимируется, поскольку остаточный сигнал на рис. 1г меньше по норме заданной ошибки аппроксимации.

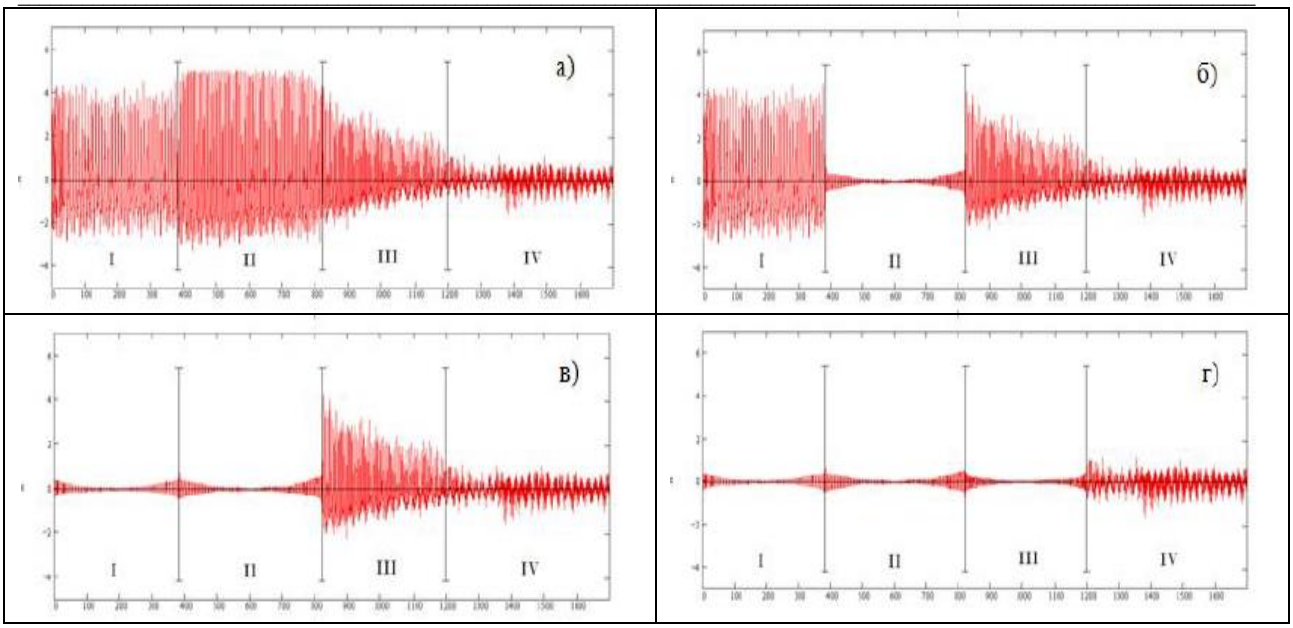



Рис. 1. Технология получения остаточных векторов: а) исходный сигнал; б), в), г) – остаточный сигнал после 1-й, 2-й и 3-й итерации

На рис. 2 отображена процедура адаптивной аппроксимации в виде алгоритмической блок-схемы.

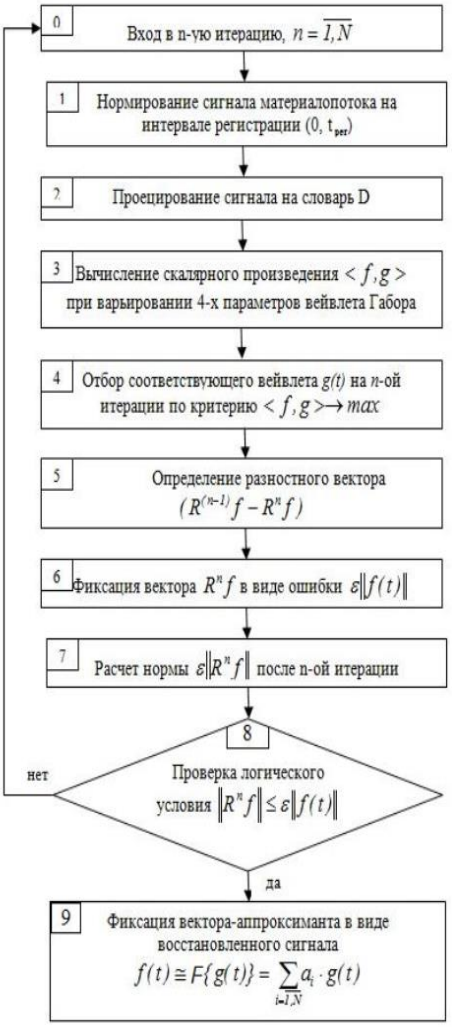



Рис. 2. Алгоритмическая блок-схема процедуры вейвлет-поиска соответствия

В блоке 1 (см. рис. 2) выполняется нормирование вектора сигнала *f(t)*, иными словами, производится операция приведения нормы сигнала *f(t)* к единичному значению.

В блоке 8 происходит сравнение нормы остаточного сигнального вектора $R^n f$ с нормой ошибки ε *f(t)*. Если логическое условие не выполняется (выход «нет»), то итеративный процесс продолжается. Если условие выполняется (выход «да»), то итеративный процесс прекращается, последний вейвлет занимает свое место в векторе-аппроксиманте, который в блоке 9 фиксируется в виде восстановленного сигнала $f(t)= \sum a_i \; g(t)$, $i=1,N \cong \sum(..)$, где $a_i$ – вейвлет-коэффициенты.

Таким образом, с целью осуществления функции автоматизированного управления процессами смесеприготовления в том или ином фрагменте агрегата, в качестве управляемой координаты используется многомерная переменная расхода, сформированная в формате вейвлет-ряда, имеющего вид время-частотного распределения Вигнера. Оперирование такого рода распределениями позволяет реализовывать «неслепое» управление технологическими процессами – в отличие от традиционного скалярного управления технологическими параметрами.

УДК 621.926.22

## ПРИНЦИПИАЛЬНАЯ СХЕМА АВТОМАТИЗАЦИИ РАБОТЫ ЩЕКОВОЙ ДРОБИЛЬНОЙ МАШИНЫ

***Тагильцев-Галета К. В.***
***ФБГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Отмечены недостатки существующих систем диагностики дробильных машин, предложено решение, устраняющее данные недостатки, оптимальное по критерию минимизации временных и финансовых затрат. В статье описывается принципиальная схема автоматизация работы щековой дробильной машины. Предложенная система позволяет уменьшить число аварийных ситуаций и является расширяемой.

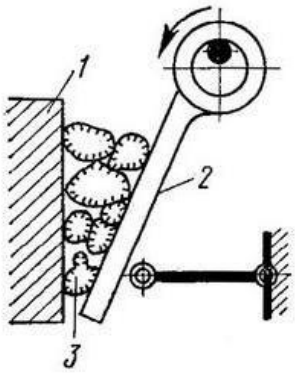
***Ключевые слова:*** автоматизация, щековая дробилка, косвенная оценка параметров.

Дробилки (в том числе и щековые) используются в составе дробильно-сортировочных комплексов, состоящих из питателя, предварительных грохотов, дробильного отделения и грохотов для разделения фракций продукта дробления. Так как дробильно-сортировочный процесс является непрерывным, остановка одного элемента неизбежно приводит к остановке всего комплекса. Аварийный выход из строя щековой дробилки может быть вызван в том числе и попаданием в камеру дробления недробимого материала. Для предотвращения подобных аварий, приводящих к длительной остановке дробилки, используют различные предохранительные устройства. Например, применяются распорные плиты с ослабленным сечением, которые, однако часто ломаются без видимых перегрузок, а не только при попадании в камеру дробления недробимых предметов [1].

Рассмотрим работу дробильного агрегата со сложным движением щеки (рис. 1). Дробимый материал попадает в камеру дробления, где измельчается сжатием щек. Материал, подвергаемый дроблению, неоднороден по размеру и твердости. Непосредственно измерить данные параметры невозможно. При значительных отклонениях этих параметров от номинальных значений возникают аварийные ситуации. Для предотвращения таких ситуаций с минимальными финансовыми и временными потерями необходимо воспользоваться методами системного анализа и теории автоматического регулирования.

Исходя из положений теории автоматического регулирования и системного анализа [2], параметры, характеризующие дробилку можно распределить следующим образом:

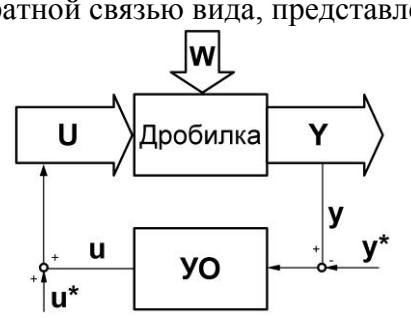
– входные параметры (т.е. перерабатываемые в технологическом процессе)
  * входные контролируемые (U): напряжение питания, частота тока;
  * входные неконтролируемые (W): диаметр входного куска, твердость материала;
– выходные параметры (Y)
  * сила тока;
  * диаметр выходного куска.




1 – неприводная щека, 2 – приводная щека, 3 – дробимый материал.

Рис. 1. Схема дробилки со сложным движением щеки

В соответствии с выведенными параметрами дробилка может быть представлена в виде контура управления с обратной связью вида, представленного на рис.2.




U – вектор входных контролируемых величин, W – вектор входных неконтролируемых величин, Y – вектор выходных величин, u – генерируемая входная величина, u* – базовые значения генерируемой входной величины, y – измеренные выходные величины, y* – базовые значения выходных величин, УО – управляющий объект.

Рис. 2. Контур управления дробильной машиной

Принцип действия данного контура таков. В дробилку входит вектор входных величин U, который является известным и контролируемым. В данном случае в этот вектор включены частота и напряжение тока. Также в дробилку входит вектор неконтролируемых параметров W, который отображает неопределенные заранее свойства дробимого материала – диаметр входного куска и его твердость. В результате обработки материалов дробильной машиной происходит преобразование входных векторов U и W в выходной вектор Y, состоящий из тока и диаметра выходного куска. Для непосредственного измерения доступен лишь токовый сигнал, который является измеренной величиной y. Данная величина сравнивается с базовым значением y*, определяемым технологом или оператором на основе особенностей технологии, личного опыта и т.п. При обнаружении значительного (например, более 5% от базового) отклонения измеренной величины, управляющий объект генерирует изменение входной величины u (в данном случае – частоты тока)

или, в случае предаварийной ситуации, активирует предохранительное устройство дробилки. Данный контур может быть реализован при помощи частотного преобразователя, не требуя громоздкого и уникального оборудования.

**Вывод.** Применение методов теории автоматического регулирования позволяет уменьшить число аварийных ситуаций в связи с возможностью косвенной оценки твердости материала по силе тока, что позволит увеличить сжатие, уменьшив частоту вращения электродвигателя, для разрушения материала, обладающего твердостью выше среднего или запустить процедуру аварийной очистки камеры дробления (экстракции недробимого материала). Также данная система является расширяемой, т.е. не препятствует включению в свой состав дополнительных устройств (например, механических предохранителей типа распорной плиты), датчиков (например, угломера для повышения точности измерений).

## Список литературы

1. Клушанцев Б. В., Косарев А. И., Муйземнек Ю. А. Дробилки. Конструкция, расчет, особенности эксплуатации. – М.: Машиностроение, 1990. – 320 с.
2. Цыпкин Я. З. Основы теории автоматических систем. – М.: Наука, 1977 г. – 560 с.

# ПРОМЫШЛЕННАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ УГЛЕДОБЫЧИ

УДК 622.831

# ВИДЫ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ В ШАХТАХ И ИХ КЛАССИФИКАЦИЯ

***д.т.н. Зыков В.С., к.т.н. Абрамов И. Л.***
***Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Приведена статистика и рассмотрены виды динамических явлений в угольных шахтах России. Обоснована целесообразность использования в научных и практических целях двух классификаций – «динамические явления» и «газодинамические явления». Выполнено распределение всех динамических явлений по классам в зависимости от факторов, определяющих их возникновение и протекание.

***Ключевые слова:*** динамическое явление, газодинамическое явление, внезапный выброс угля и газа, горный удар, классификация динамических явлений в угольных шахтах.

При осуществлении подземной разработки угольных пластов имеет место серьезная проблема, оказывающая большое влияние на уровень безопасности ведения горных работ. Эта проблема заключается в необходимости постоянного применения действенных профилактических мер по предупреждению динамических явлений в шахтах.

В терминологическом словаре «Горное дело» [1] говорится, что динамическое явление (ДЯ) – это «внезапно возникающее и протекающее с высокой скоростью движение угля, пород, газов или жидкостей вблизи выработок, сопровождающееся сильным динамическим эффектом. ДЯ являются результатом проявления горного давления и движения заключенных в породах газов и жидкостей. К ДЯ относятся горные удары, внезапные выбросы угля и газа, внезапные выбросы породы и газа, прорывы газа, воды, плывунов, внезапные обрушения, высыпания и отжим, стреляние пород».

Существует международная классификация «Геодинамические явления в шахтах», разработанная рабочей группой по углю Европейской экономической комиссии ООН при активном участии российских ученых. Эта классификация представлена в энциклопедии [2]. Данная классификация включает 4 класса явлений:

1. Горные удары, обусловленные энергией напряженных угля и пород: горные удары, толчки, выдавливания угля, стреляния, горные удары с разрушением вмещающих пород.

2. Выбросы газа, обусловленные энергией газа: суфляры, выбросы (прорывы) газа, в том числе из зон тектонических нарушений.

3. Выбросы угля (породы) и газа, обусловленные энергией напряженных угля и пород и газа: выбросы угля и газа, выбросы породы и газа; выбросы с разрушением вмещающих пород; обрушения, высыпания угля с газовыделением.

4. Горно-тектонические явления, обусловленные энергией напряженных угля и пород и газа и энергией сейсмических волн: сотрясения (толчки) в массиве, горно-тектонические удары, горно-тектонические выбросы.

Для обозначения рассматриваемых явлений термин «динамические явления в шахтах» был выбран основоположником энергетической теории внезапных выбросов угля и газа Ходотом В. В. еще в 1961 г. [3]. Он определяет «динамическое явление в каменноугольной шахте» как «внезапное сдвижение или выброс угля или породы и заключенных в них жидкостей и газов, протекающие со значительным силовым (динамическим) эффектом». Эта формулировка понятия «динамическое явление» отличается универсальностью и предельной точностью и, на наш взгляд, должно оставаться в основе классификации явлений.

В международную классификацию следует внести определенные изменения, обусловленное полученными новыми знаниями о динамических явлениях. Например, в класс горные удары включены выдавливания угля. Они имеют место при хрупком разрушении вблизи кромки пласта, которые можно назвать слабыми горными ударами. После них не отмечается таких масштабных последствий, как при мощных явлениях, называемых горными ударами. Отсутствует выраженная полость в разрушенном массиве, нет отброса угля в виде крупных глыб и кусков от массива. Выдвижение угля происходит без видимого разрушения. Предупредительные признаки перед данным явлением отсутствуют. Они происходят на тех же пластах, что и горные удары, то есть сложенных крепким однородным углем, с боковыми породами высокой прочности, в зонах повышенного горного давления, сформировавшихся вследствие влияния оставленных на данном или соседних пластах целиков угля или влияния близко расположенных геологических нарушений разрывного типа.

В то же время в классификации не указаны явления, называемые внезапными выдавливаниями или отжимами угля с повышенным газовыделением. Согласно современным представлениям, их природа точно такая же, как и у внезапных выбросов угля и газа. Однако, недостаток потенциальной энергии, обусловленной газовым фактором, не позволяет реализовать все стадии протекания явления. Явление затормаживается на второй стадии, представляющей собой смещение слоя угля в выработку вблизи плоскости обнажения. Они отличаются от выдавливаний угля, отнесенных к классу «горные удары», следующим. В процессе данных явлений выделяется большое количество свободного газа с высокой интенсивностью газовыделения, поскольку они происходят на высокогазоносных пластах под воздействием сил давления свободного газа. По характеру газовыделение бывает близким к газовыделению при внезапном выбросе. Часто между кровлей и пластом образуется щель, заполненная тонкоизмельченным углем. Иногда образуется в массиве полость глубиной меньше ширины.

В соответствии с представленной международной классификацией эти явления должны быть отнесены к классу выбросы угля (породы) и газа», в связи с чем необходимо внести в нее соответствующую поправку. Предлагается использовать для них второе их название – «отжимы угля с повышенным газовыделением», чтобы не путать с выдавливаниями из класса «горные удары».

Кроме названных выше терминов, в настоящее время используется еще термин «газодинамические явления в шахтах». Согласно [1] они расшифровываются следующим образом: «Газодинамические явления – разрушения массива горных пород под влиянием горного давления, сопровождающиеся кратковременным выделением газа (метана, углекислого газа). В случае внезапного выброса угля и газа движущей силой может явиться упругая энергия газа». Такая формулировка практически уравнивает газодинамические явления с названными в международной классификации геодинамическими явлениями, поскольку любое разрушение газоносных угольных пластов, а тем более динамическое явление приводит к высокому газовыделению из угольных пластов.

И действительно, в действующих «Методических указаниях по классификации газодинамических явлений на угольных шахтах» [4] к газодинамическим отнесены следующие явления: суфляры; внезапные прорывы газа из зоны геологического нарушения; внезапные разрушения пород почвы с выносом метана и угля; внезапные выбросы угля и газа; внезапные выбросы породы и газа; внезапные обрушения (высыпания) угля с повышенным газовыделением; внезапные выдавливания (отжимы) угля с повышенным газовыделением; горные удары; толчки; стреляния; горно-тектонические удары; горные удары с разрушением пород почвы (кровли) выработки.

Классификация «газодинамических явления в шахтах», если не принимать во внимание незначительные отличия в названиях одних и тех же явлений, практически повторяет международную классификацию «геодинамические явления в шахтах». Создается

впечатление, что нет необходимости в существовании отдельной классификации газодинамических явлений.

Однако это не так. В этой связи следует вспомнить классификацию динамических явлений, предложенную Ходотом В. В. [3]. В отличие от современного подхода, им в общем перечне динамических явлений были выделены, кроме первой категории – явлений, происходящих в результате совместного проявления давления горных пород и заключенного в угле газа (внезапных выбросов угля и газа), еще вторая категория – явления, возбужаемые только давлением горных пород (горные удары, внезапные обрушения, воздушные удары, внезапные высыпания, внезапные отжимы, раздавливания угля, стреляния угля и горных пород) и третья категория – явления, возбуждаемые давлением газов, жидкостей или плывучих пород (прорывы газа через горные породы, суфляры, прорывы воды, плывунов, заиловочной массы (пульпы) и глины.

Из определения первой категории следует, что она представляет собой названную выше категорию «газодинамические явления». Ходот В. В. вполне точно и логично определяет их как явления, происходящие в результате совместного проявления горного давления и заключенного в угле газа. То есть условием отнесения динамических явлений к газодинамическим является участие газа совместно с горным давлением в разрушении угольного массива, а не пассивное его выделение из предварительно разрушенного другими силами угля.

Строго следуя сделанному определению, Ходот В. В. отнес к первой категории динамических явлений, т. е. к газодинамическим явлениям, лишь один их вид – внезапные выбросы угля и газа. Это было совершенно обоснованно на то время, поскольку механизм некоторых других явлений, которые могут быть отнесены к этой же категории, был тогда еще неясен. Но и сейчас первыми в данной категории должны быть названы эти же явления, поскольку в их развязывании и протекания гармонично сочетаются как горное давление, так и работа газа. Согласно [3], главным и необходимым условием возбуждения внезапного выброса является выполнение неравенства

$$W + Э > F + U, \tag{1}$$

где $W$ – потенциальная энергия угля; $Э$ – кинетическая энергия горных пород; $F$ – работа, необходимая для смещения угля в сторону забоя; $U$ – работа, необходимая для разрушения угля при внезапном выбросе.

При этом потенциальная энергия угля включает и энергию заключенного в угле газа, которая в процессе явления перейдет в кинетическую энергию. Таким образом, газ является важным фактором в условии развязывания внезапного выброса уже в его подготовительной стадии.

На первой, подготовительной стадии внезапного выброса идет насыщение массива «газодинамической энергией» за счет того, что увеличиваются активные силы в растущих в зоне влияния призабойной части выработки квазипараллельных плоскостям обнажения системах трещин [5]. Соответственно, в каждой системе трещин возрастает отношение активной силы, стремящейся сдвинуть слой угля между трещинами и плоскостью забоя, к препятствующей этому пассивной силе.

Разрушение слоя угля на каком-либо расстоянии $x$ от забоя вглубь массива на второй стадии выброса в упрощенном виде может быть записано в следующем виде:

$$\frac{F_{ax}}{F_{nx}} = \frac{P_x S_x \lambda_x \pm \gamma S_x x \sin\alpha}{П_x \int_0^x \tau_П dx} \geq 1, \tag{2}$$

где $F_{ax}$ – активная сила внезапного выброса; $F_{nx}$ –сила, препятствующая развитию выброса; $P_x$ – избыточное давление газа; $S_x$ – площадь поперечного сечения потенциально выбросоопасной угольной пачки; $П_x$ – периметр пачки; $\lambda_x$ – просветность угольной пачки в плоскости, параллельной забою; $\tau_П$ – касательные напряжения по периметру $П$ пачки; $\gamma$– плотность угля в пачке; $\alpha$ – угол наклона выработки к горизонту.

Как уже отмечалось выше, если внезапный выброс угля и газа останавливается на второй стадии, то он относится к внезапным отжимам угля с повышенным газовыделением. Если же энергии угольного массива достаточно для перехода явления в третью стадию, то на этой стадии газ играет важнейшую роль. Вблизи новой возникшей на второй стадии явления поверхности обнажения интенсивно образуются новые квазипараллельные ей системы трещин и в них сразу же создается высокое давление газа за счет быстрого притока десорбируемого из массива газа. В трещинах возникают высокие активные силы за счет давления газа на стенки трещин. Этими силами разрушаются и выбрасываются в пространство выработки перемычки между плоскостью обнажения массива и трещинами.

Выброшенные слои угля вследствие неустойчивой их формы распадаются на отдельные блоки и куски. И здесь же стартует следующая, четвертая, стадия явления. Она представляет собой дальнейшее разрушение блоков и кусков угля, содержащих внутри газ под высоким давлением, до мелких фракций и даже тонкоизмельченной пыли («бешеной муки») вследствие их попадания в атмосферу горной выработки с низким давлением. Таким образом, на этой стадии также важнейшую роль в продолжении процесса явления играет газ.

В пятой, предпоследней стадии внезапного выброса, предшествующей стадии торможения явления, газ продолжает играть важную роль. За счет энергии его перемещения из полости внезапного выброса в горную выработку образующаяся при динамическом разрушении угля газоугольная смесь разносится по выработке.

Из изложенного наглядно видна определяющая роль газа в рассмотренном явлении. Работа газа хорошо прослеживается при рассмотрении особенностей разрушения угольного массива при внезапном выбросе угля и газа. Это, в первую очередь, образование уходящей из призабойной части выработки вглубь массива специфичной полости, суженной в непосредственной близости к забою, расширяющейся вглубь массива и уменьшающейся в поперечнике при приближении к ее удаленной границе.

Вторым характерным и обязательным признаком внезапного выброса является наличие выброшенного газом в горную выработку угля, расположенного под углом меньше угла естественного откоса. Так, после показанного на рис. 1 выброса уголь располагался, начиная с удаления 2,5 м от забоя, под углом, близким к 0º.

Сверху на выброшенном угле и креплении горной выработки часто присутствует слой тонкоизмельченной угольной пыли – «бешеной муки», которая образуется на четвертой стадии явления при дроблении кусков угля газом на мелкие фракции.

Несмотря на такое активное участи газа во внезапном выбросе, очень важной остается роль горного давления, особенно на подготовительной стадии явления, а также в процессах формирования квазипараллельных забою систем трещин и послойного отделения угля от массива.

Примерно такую же роль, как при внезапном выбросе угля и газа, газ играет и в возбуждении и протекании процесса внезапного выброса породы и газа, но при объяснении рядом исследователей механизма данного явления большее значение придается влиянию перепада напряжений в процессе выемки породы, осуществляемой, как правило, взрывным способом, на развязывание данного явления.

Как следует из вышеизложенного, газовый фактор является одним из определяющих и при возникновении внезапных отжимов угля с повышенным газовыделением. Это хорошо видно из приведенной выше формулы (2).

Несомненно, к газодинамическим явлениям относятся внезапные выбросы газа с разрушением вмещающих пород. Они представляют собой быстропротекающие разрушения пород почвы или кровли выработки, сопровождающиеся динамическим эффектом и интенсивным выделением газа, порой с углем, водой. Образуются зияющие трещины, ориентированные под некоторым углом к напластованиию пород и, как правило, вдоль линии очистного забоя и продольной оси подготовительной выработки. Поднимаются по-

роды почвы, резко повышается выделение газа в горную выработку, возможны повреждения крепи и оборудования.

Прорывы газа происходят на значительных глубинах ведения горных работ, как правило, более 300 м при наличии ниже- или вышележащих газоносных пластов на расстояниях не более 100 м при их подработке и 60 м при надработке [7, 8].

Согласно [9], условием расслоения массива в надработанной толще является:

$$\sigma_p^1 \le p_i s_y - 0{,}25 h_i cos\lambda - \sigma_к, \quad (3)$$

где $\sigma^1_p$ – предел прочности пород на одноосное растяжение перпендикулярно напластованию; $p_i$ – давление газа в пласте; $s_y$ – удельная площадь поперечного сечения пор наиболее пористой из двух контактирующих поверхностей; $h_i$ – расстояние от почвы выработки до рассматриваемого контакта двух поверхностей расслоения; $\lambda$ – угол падения пласта; $\sigma_к$ – предел прочности крепи на 1 м$^2$ рабочего пространства очистного забоя (для подготовительных, капитальных выработок и камер $\sigma_к = 0$).

Таким образом, возникновение и протекание этих явлений определяется энергией свободного газа, заключенного в расслоениях между пачками соседних пластов и пропластков, и участием горного давления в формировании трещин расслоения пластов (пропластков) угля и горных пород.

При проведении расследований динамических явлений на шахтах выделяется еще один их вид – внезапные выбросы газа из тектонически нарушенной угольной пачки за контуром выработки, которые также следует считать газодинамическими явлениями. Они имеют механизм, схожий с механизмом выбросов из вмещающих пород, однако происходят в специфичных условиях – на мощных пластах при проведении выработки у кровли пласта и наличии в почве пласта за пределами сечения выработки пачки тектонически нарушенного угля. В данном случае разрушаются не вмещающие породы, а слой прочного угля между выработкой и находящейся в нижней части пласта пачкой с нарушенной структурой. Не исключено, что такие явления могут произойти и из нарушенной пачки, расположенной за ее контуром со стороны кровли выработки.

Нами перечислены явления, которые могут быть отнесены к первой категории согласно рассмотренной выше классификации В. В. Ходота или к категории под названием «газодинамические явления».

В международной классификации данной категории соответствует класс явлений под названием «выбросы угля, пород и газа». Однако в этом классе отсутствует последнее из перечисленных выше газодинамических явлений, которое нужно к ней присовокупить.

В то же время из данного класса следует исключить обрушения и высыпания угля с газовыделением. Эти явления происходят и на не газоносных пластах. Условие их развязывания в общей форме, согласно [10], можно записать в следующем виде:

$$\gamma \sin \beta x \ge [\sigma_p]_x, \quad (4)$$

где $\gamma$ – объемный вес массива горных пород; $\beta$ – угол направления перемещения горной массы в процессе обрушения или высыпания к горизонту; $x$ – расстояние по указанному направлению от обнажения вглубь массива до поверхности отрыва обрушившейся горной массы от массива; предел прочности массива горных пород на растяжение на поверхности отрыва.

Из условия (4) видно, что газ активного участия в возникновении явления не принимает. Возможность обрушения (высыпания) определяется гравитационными силами, прочностной характеристикой массива и углом $\beta$. Поэтому, по-нашему мнению, оно необоснованно отнесено в международной классификации к классу «выбросы угля, пород и газа».

Ходотом В. В. они тоже не отнесены к первой категории, соответствующей газодинамическим явлениям. Внезапные обрушения и высыпания определены им во вторую категорию, т. е. причислены к явлениям, возбуждаемым только давлением горных пород. Учитывая, что давление горных пород родственно связано с гравитационными силами,

наше мнение об исключении этих явлений из числа газодинамических, т. е. из класса «внезапные выбросы угля, породы и газа», совпадает с его представлением о них.

Но здесь встает вопрос о том, куда все-таки поместить внезапные обрушения и высыпания угля с повышенным газовыделением. Предлагается поместить их в класс «горные удары» и назвать этот класс «горные удары и обрушения (высыпания).

После обрушения (высыпания) с повышенным газовыделением в массиве горных пород или угля образуется полость куполообразной формы, а обрушившаяся (высыпавшаяся) масса располагается в виде конуса под углом естественного откоса к горизонтальной плоскости, что подтверждает отсутствие работы газа по разрушению массива и отбросу разрушенной массы.

Существует отдельный вид обрушений пород основной кровли в очистных забоях. Эти обрушения представляют собой обрушения основной кровли после выхода очистного забоя из зоны ее первичного обрушения. Эти явления не описываются формулой (4), т. к. представляют собой обрушения зависшей консоли в точке ее защемления между вышележащими породами и угольным пластом вблизи забоя выработки. При этом на участках с труднообрушаемой кровлей фактический шаг ее посадки может сильно отличаться от расчетного, вследствие чего момент ее посадки становится неожиданным. Принципиально неожиданной может быть и первичная посадка кровли.

При зависании кровли на значительной протяженности по ходу подвигания очистного забоя создаются негативные последствия двух видов.

Первое – это то, что повышается удароопасность забоя вследствие повышения концентрации напряжений в области влияния выработки на горный массив. При этом на глубинах от поверхности около 500 м начинают происходить не прогнозируемые горные удары и выдавливания, причиной которых, с нашей точки зрения, является неожиданная пригрузка на прилежащую к забою кромку угля из-за обрушений на консоль основной кровли блоков вышележащей породы. Примером могут быть такие явления в лаве № 33 по пласту XXVII шахта «Первомайская» [11]. Их неожиданное проявление привело к снижению в разы производительности лавы. Только разработка и применение специальных мероприятий с привлечением научных сил региона, постоянный их анализ и корректировка по результатам анализа протокольными решениями технических советов, проводимых с участием представителей научных организаций, и создание при компании специальной лаборатории по контролю за эффективностью мероприятий позволило повысить производительность очистного забоя до приемлемого с экономической точки зрения уровня.

Вторым негативным последствием является обрушение зависшей на значительной площади кровли, которое может привести и иногда приводило к резкому выхлопу газа из загазированного отработанного пространства в очистной забой и сопряженные с ним выработки и повышению концентрации метана до уровня выше допустимого предела. Такие явления, несомненно, необходимо относить к динамическим. Предлагается назвать его «обрушения основной кровли в очистном забое с выбросом газа». Данные явления могут сбивать нормальное проветривание горных выработок и приводить к серьезным авариям. Необходимо осуществлять прогнозирование данных явлений и применение мероприятий по предупреждению их последствий.

Обрушения основной кровли в очистном забое с выбросом газа следует включить в международную классификацию динамических явлений в класс «горные удары и обрушения (высыпания). По-нашему мнению, не следует «толчки» представлять в двух классах классификации. Достаточно указать эти явления в классе «горные удары», а в классе «горно-тектонические явления ограничиться сотрясениями в массиве.

Чтобы гармонизировать в максимальной степени международную классификацию с той, которая предложена В. В. Ходотом, следует в нее добавить динамические явления, возбуждаемые давлением воды, плывунов пульпы и глины. Для этого следует добавить еще один класс явлений. Этот класс явлений может быть назван «прорывы воды и водонасыщенных пород».

В результате представленного анализа сформирована представленная ниже классификация «Динамические явления в шахтах».

| I. Класс «Выбросы газа» |
|---|
| 1. Суфляр – высокое стабильное выделение газа из видимых пустот и трещин |
| 2. Внезапный прорыв газа из зоны геологического нарушения – интенсивное кратковременное выделение большого объема газа из прилежащей к тектоническому нарушению зоны угольного пласта |
| **II. Класс «Горные удары и обрушения (высыпания)»** |
| 3. Горный удар – мгновенное хрупкое разрушение целика или краевой части угольного массива с отбросом угля в выработку и попутным выделением газа |
| 4. Внезапное выдавливание – быстропротекающий процесс отторжения угля от массива под действием горного давления из призабойной части пласта в выработку |
| 5. Стреляние – хрупкое разрушение и отскакивание кусков угля (породы) на обнажениях напряженных участков горного массива, сопровождаемое резким звуком |
| 6. Горный удар с разрушением вмещающих пород – мгновенное хрупкое разрушение слоя породы или угля в почве (кровле) подготовительной выработки, сопровождающееся частичным или полным заполнением выработки разрушенной породой (углем), сотрясением массива, резким звуком и пылеобразованием |
| 7. Обрушения (высыпания) угля – разрушение под действием гравитационных сил нависающей призабойной части угольного массива, сопровождающееся на газоносных пластах загазированием выработки, часто сверх допустимой концентрации газа |
| 8. Обрушение кровли в очистном забое – происходящее с сильным динамическим эффектом периодическое обрушение основной, как правило, труднообрушаемой кровли, управляемой способом полного обрушения |
| **III. Класс «Выбросы угля (породы) и газа»** |
| 9. Внезапный выброс угля и газа – быстропротекающий лавинообразный процесс разрушения угольного массива горным и газовым давлением и отброса тонкоизмельченного угля газом в выработку. |
| 10. Внезапный выброс породы и газа – лавинообразный процесс разрушения породного массива с выносом и перемещением породы по выработке потоком выделяющегося газа |
| 11. Внезапный отжим угля с повышенным газовыделением – быстропротекающий процесс отжиа угля горным и газовым давлением из призабойной части пласта в выработку |
| 12. Внезапный выброс газа с разрушением вмещающих пород – прорыв газа в прилегающее к забою выработанное пространство из над- или подрабатываемого пласта через вмещающие породы |
| 13. Внезапный выброс газа из угольной пачки за контуром выработки – прорыв газа в призабойное пространство выработки из тектонически нарушенной угольной пачки с разрушением слоя прочного угля между выработкой и этой пачкой |
| IV. Класс «Горно-тектонические явления» |
| 14. Горно-тектонический удар – мгновенное хрупкое разрушение породы или угля в глубине массива с возникновением сейсмической волны с энергией $10^3$-$10^{10}$ Дж и более, вызывающей хрупкое разрушение краевой части массива или целика угля в форме горного удара. |
| 15. Горно-тектонический выброс – мгновенное хрупкое разрушение породы (угля) в глубине массива с возникновением сейсмической волны с энергией от $10^3$ Дж и более, вызывающей хрупкое разрушение угольного пласта, переходящее во внезапный выброс угля и газа |
| 16. Сотрясение в массиве – ощущаемое вибрирование горного массива, вызванное толчкообразным его деформированием |
| **IV. Класс «Прорывы воды и водонасыщенных пород»** |
| 17. Прорывы воды из водных объектов – неожиданное разрушение под действием веса воды предохранительного целика, отделяющего горные выработки от водного объекта, с прорывом воды в выработки |
| 18. Прорывы воды из затопленных выработок – неожиданное разрушение барьерного или предохранительного целика, отделяющего действующую выработку от затопленной, с прорывом воды в действующую выработку |
| 19. Прорывы плывунных пород – усиленное поступление в горную выработку рыхлых водонасыщенных пород, обладающих плывунными свойствами, происходящее в результате самопроизвольного или принудительного разрушения водоупорных пород в выработке |
| 20. Прорывы глины и пульпы – неожиданное разрушение под действием горного давления и гравитационных сил целиков, разделяющих заполненные глиной или пульпой пустоты, с прорывом глины или пульпы в горные выработки |

Опыт многолетнего изучения происходящих динамических явлений в шахтах показал, что классификация может быть догматом. Так, в классификации динамических явлений Ходота В. В. отсутствовали внезапные выбросы породы и газа, внезапные прорывы газа из нарушенных пачек угля за контуром выработки, стреляния, толчки, выдавливания угля с повышенным газовыделением, прорывы газа из зон тектонических нарушений, все виды горно-тектонических явлений, поскольку эти явления на то время не происходили или не были актуальны. Предложенная классификация может совершенствоваться по мере появления новых явлений и изменения представлений об уже включенных в классификацию явлениях.

Кроме того, существует проблема в том, чтобы однозначно определить вид динамического явления. Поэтому, во-первых, методики отнесения явлений к какому-либо их виду должны включать все возможные их отличительные признаки, позволяющие разграничить данные явления. Во-вторых, нами предлагается при расследовании явлений не только ориентироваться на последствия явлений, но и, при возникновении трудностей с определением типа явлений, исследовать свойства угольного массива в той точке, где произошло явление. Это позволит, используя современные представления о формировании, возникновения и протекания явлений, облегчить идентификацию явлений, а, значит, принять правильные решения по их предупреждении при дальнейшем ведении горных работ.

## Список литературы

1. Горное дело: Терминологический словарь. 4-е изд, перераб. и доп. / Г. Д. Лидин, Л. Д. Воронина, Д. Ф. Каплунов и др. — М.: Недра, 1990. – 694 с.

2. Российская угольная энциклопедия. Т. 1 – М.-СПб: ВСЕГЕИ, 2004. – 649 с.

3. Ходот В. В. Внезапные выбросы угля и газа. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 363 с.

4. Методические указания по классификации газодинамических явлений на угольных шахтах / А. И. Бобров, Л. А. Вайнштейн, М. А. Ильяшов и др. / МакНИИ /; И. М.Петухов, В. П. Кузнецов / ВНИМИ /; И. В. Сергеев, О. И. Хмара / ИГД им. А. А. Скочинского /, В. И. Мурашев, В. С. Зыков / ВостНИИ/; В. Е. Зайденварг, А. М. Обрезан /Минуглепром СССР /; В. Я. Привыко Госгортехнадзор РСФСР /; С. П. Ткачук / Укркомгосгортехнадзор УССР / – Донецк: ЦБНТИ Минуглепрома СССР, 1991. – 18 с.

5. Зыков В. С. Внезапные выбросы угля и газа и другие газодинамические явления в шахтах. – Кемерово: Фирма ПОЛИГРАФ. – 334 с.

6. Зыков В. С., Абрамов И. Л., Торгунаков Д. В. Совершенствование классификации динамических явлений в шахтах // Энергетическая безопасность России: Новые подходы к развитию угольной промышленности. Сборник трудов XIV Международной научно-практической конференции. – Кемерово: Кузбасская выставочная компания «Экспо-Сибирь, 2012. – С. 23-29.

7. Исследование внезапных загазирований выемочных участков при прорывах и экстремальных выделениях метана из вмещающего углепородного массива: Отчет о НИР / ВостНИИ: Исп. В. С. Зыков, В. А. Рудаков, П. В. Потапов и др. – Кемерово, 1988. – 99 с.

8. Руководство по предупреждению внезапных загазирований выемочных участков при прорывах и экстремальных выделениях метана / В. С Зыков, Г. Г. Стекольщиков, В. Н. Пузырев и др. – Кемерово, 2000. – 36 с. – (НЦ ВостНИИ).

9. Малышев Ю. Н., Сагалович О. И., Лисуренко А. В. Техногенная геодинамика. Книга 1: Аналитический обзор. Актуальные проблемы. – М.: Недра, 1995. – 430 с.

10. Большинский М.И., Лысиков Б. А., Каплюхин А. А. Газодинамические явления в шахтах. – Севастополь: Вебер, 2003. – 284 с.

11. Зыков В. С. Научные проблемы борьбы с газодинамическими проявлениями в угольных шахтах Кузбасса // Маркшейдерия и недропользование. – № 3. – 2011. – С. 57-59.

УДК 622.831.1

# МЕТОДЫ И СРЕДСТВА ПРОГНОЗА ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

***д.т.н. Зыков В.С., к.т.н. Абрамов И. Л.***
***Институт угля СО РАН,***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Выполнен обзор современных методов и средств геофизической диагностики динамических явлений в шахтах, применяемых для оценки свойств горного массива. Представлен анализ их применения в Кузбассе.

***Ключевые слова:*** прогноз динамических явлений, шахта, выработка, геофизические методы контроля.

Развитием средств и методов геофизической диагностики динамических явлений при подземной добыче полезных ископаемых большое внимание уделяется в США, Великобритании, Германии, Польше, России и Украине. За период многолетних исследований, выполненных ВНИМИ, ИГД СО РАН, ВостНИИ**,** МакНИИ, ИГД им. А.А. Скочинского, МГГУ и другими научно-исследовательскими институтами горного профиля, разработаны методики и средства контроля состояния массива горных пород.

На практике применяются следующие геофизические методы: ультразвуковой, виброакустический, электрометрический, сейсмический, электромагнитный [1].

Ультразвуковой метод используется для оценки напряженно-деформированного состояния породного массива и степени его трещиноватости. Виброакустический метод используется для оценки состояния приконтурной зоны незакрепленных горных выработок и системы «крепь – породный массив». Электрометрический метод применяется для оценки трещиноватости и гидрогеологии породного массива в окрестности горных выработок. Сейсмический метод используется для выявления и картирования зон геологических нарушений и искусственных полостей в массиве. Регистрация интенсивности естественного электромагнитного излучения используется для бесконтактного оперативного выделения участков с повышенным уровнем напряжений в массиве.

Разработана технология построения комплексных систем контроля состояния горного массива, контроля и прогноза удароопасности отрабатываемых угольных пластов для создания многофункциональных систем безопасности угольных шахт [2].

Система контроля безопасного состояния горного массива предусматривает возможность организации постоянного мониторинга геодинамических и техногенных процессов, сопутствующих подземной добыче, осуществления комплексной оперативной оценки геомеханического состояния горного массива в режиме реального времени, выполнения наиболее обоснованных и достоверных региональных и локальных прогнозов удароопасности угольных пластов и включает:

- систему наземного сейсмологического мониторинга и оптимизации схем размещения его регистрирующих элементов на примере сейсморегистрирующих комплексов «Байкал» (Геофизическая служба СО РАН);
- системы подземного сейсмологического мониторинга на основе сейсмических комплексов типа GITS (ВНИМИ);
- контроль деформаций земной поверхности в условиях скоростных режимов отработки выемочных участков и проявления динамических и дискретных форм сдвижения;
- подземный деформационный мониторинг с использованием датчиков дистанционного контроля;
- подземный геофизический мониторинг по системам пространственно позиционированных точек наблюдений.

Разработаны и применяются средства контроля свойств и состояния геотехнических систем в шахтном, искровзрывобезопасном исполнении: измерители скорости ультразвуковых волн ШУП-1, УК-ПРОГНОЗ, средства виброакустического контроля − спектроанализаторы ИСК-1Ш, СПЕКТР-1М, средства низкочастотной электрометрии ШИИС-3М1 и СЭР-1, прибор оценки механоэлектрических эффектов АНГЕЛ для регистрации электромагнитной и акустической эмиссии, средства регистрации электромагнитного излучения ШАИ-8, регистрации и измерения фотонной эмиссии ИФЭ-2м, регистрации сигналов акустической эмиссии СБ-32-М «Сапфир», шахтная электроразведочная аппаратура ШЭРС-5М, аппаратура сейсморазведки СШ12К, Geometrics Es-3000, ARES-5/E.

В Кузбассе проводятся геофизические исследования с целью выявления аномальных тектонических зон и других участков изменения геомеханических характеристик для обеспечения безопасного ведения горных работ в шахтах [3]. На основе геофизических исследований и анализа данных геологоразведочных и эксплуатационных работ выявляются аномальные зоны, нарушения с интенсивно трещиноватыми неустойчивыми углем и вмещающими породами, зоны повышенного метановыделения. Разрабатываются рекомендации ведения очистных работ (скорость подвигания забоя с учетом состояния устойчивости кровли, шаг обрушения основной кровли, определение опасных зон по протяжению лавы, прогноз повышенного метановыделения, рост нагрузок на мехкрепь, появление заколов угля и породы и т.п.), предлагаются мероприятия по разупрочнению основной кровли пласта.

В качестве примера на рис. 1 приведена томограмма кажущегося электросопротивления выемочного участка № 33 пласта XXVII шахты «Первомайская», полученная лабораторией предупреждения газодинамических явлений ОАО «Компания «Кузбассуголь».

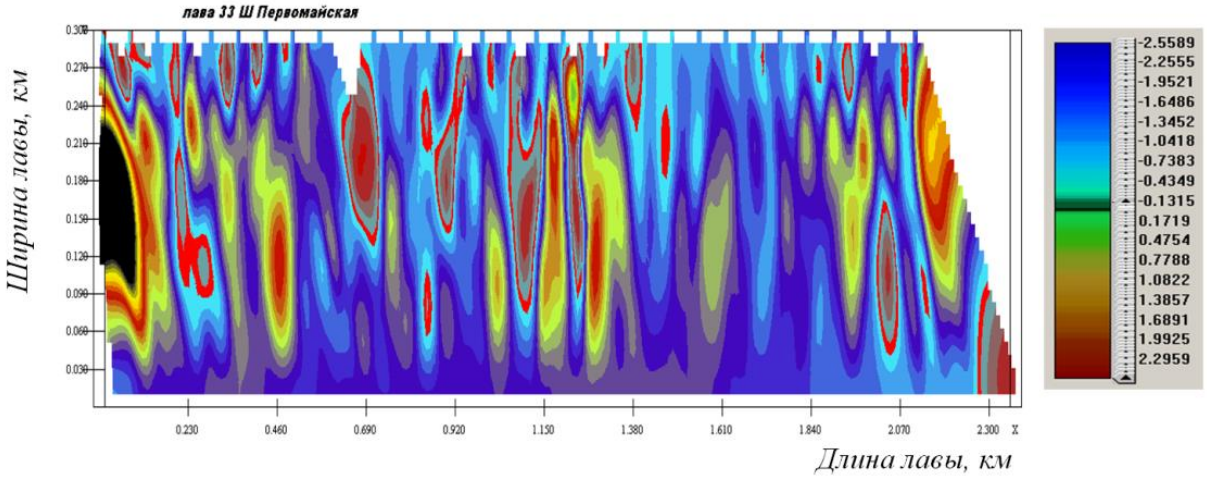



Рис. 1. Выявление участков геодинамической опасности при отработке выемочного столба № 33 шахты «Первомайская» электрозондированием:томограмма изменения кажущегося электросопротивления участка лавы (слева); шкала значений кажущегося электросопротивления (справа)

Измерения выполнены аппаратурой СЭР-1 (ВНИМИ) с применением дипольных методов электроразведки. Замкнутые красные поля соответствовали зонам повышенной трещиноватости без выхода на плоскости обнажения пласта, в которых в большом количестве содержался свободный газ под высоким давлением. В этих зонах происходили газодинамические явления с разрушением призабойной части массива и интенсивным газовыделением в лаву.

Шахтными экспериментальными исследованиями [4] выявлены различия в проявлении активности электромагнитного излучения (ЭМИ) в опасных и не опасных по выбросам зонах (рис. 2).

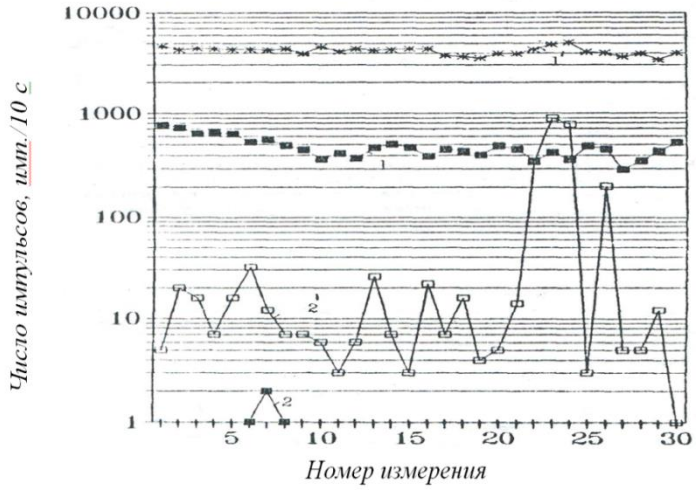



Рис. 2. Изменение активности электромагнитного излучения в неопасной по выбросам зоне пласта 4 шахты «Новая» (1, 2) и выбросоопасной зоне пласта XXI шахты «Первомайская (1', 2')» Кузбасса

Измерения активности ЭМИ выполнялись прибором «Волна-2» на двух каналах. Первый канал отсеивал импульсы ЭМИ амплитудой менее 2 мкВ, а второй – менее 20 мкВ. Измерения показали, что в выбросоопасной зоне активность ЭМИ значительно выше, особенно ярко отличие этого показателя проявляется на втором канале, где количество импульсов *n* за фиксированное время 10 сек в выбросоопасной зоне изменяется от одного измерения к другому резкими скачками. Увеличение активности ЭМИ свидетельствует о том, что возрастает интенсивность образования трещин при упругом деформировании угля в области влияния выработки. Поскольку подавляющее большинство электромагнитных сигналов поступает из наиболее слабой потенциально выбросоопасной пачки, так как именно в ней, в основном, происходят деформации, а прочные пачки лишь передают на нее напряжения, можно утверждать, что высокоамплитудные импульсы соответствуют образованию квазипараллельных забою трещин, интенсивностью развития которых в наибольшей степени определяется выбросоопасность забоя. Эти трещины прорастают при значительно более упругих деформациях, чем трещины, направленные к забою.

Измерения активности ЭМИ, благодаря своей простоте и оперативности, перспективны для использования как при текущем прогнозе опасности по газодинамическим явлениям, так и при контроле эффективности способов их предотвращения.

Расширение области применения геофизических методов контроля при выполнении локального и текущего прогноза динамических явлений в шахтах путем оценки свойств и состояния призабойной части массива и горно-геологических условий ведения горных работ дает возможность повысить надежность и оперативность диагностики состояния горного массива.

## Список литературы

1. Методическое пособие по комплексной геофизической диагностике породного массива и подземных геотехнических систем - Днепропетровск, ИГТМ НАН им. Н.С. Полякова НАН Украины, 2004. - 75 с.

2. Методические указания по созданию систем контроля состояния горного массива и прогноза горных ударов как элементов многофункциональной системы безопасности угольных шахт – С-Пб, НИИ ГГМД ВНИМИ, 2012. - 83 с.

3. Заключение о наличии аномальных тектонических зон и других участков изменения геомеханических характеристик кровли выемочного столба 347- бис пласта 3 ООО «Шахта Чертинская-Коксовая» – Кемерово, ООО «НТЦ Восточный», 2010. - 16 с.

4. Зыков В.С., Лебедев А.В., Сурков А.В. Предупреждение газодинамических явлений при проведении выработок по угольным пластам, 1997. - 286 с.

5. Зыков В.С. Научные проблемы борьбы с газодинамическими проявлениями в угольных шахтах Кузбасса// Маркшейдерия и недропользование. – № 3. – 2011. – С. 57-59.

УДК 622.4

# ПРОЕКТИРОВАНИЕ УЗЛОВ ШАХТНЫХ ОСЕВЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ

***к.т.н. Русский Е. Ю.***
***Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН***
***г. Новосибирск, Россия***

***Аннотация.*** Рассмотрены нагрузки, действующие на корпус рабочего колеса, определено напряженно-деформированное состояние корпуса рабочего колеса, построены зависимости напряжений от частоты возмущающей силы

***Ключевые слова:*** корпус рабочего колеса, напряженно-деформированное состояние, частоты колебаний

Рабочим органом вентилятора является ротор (рис. 1а). Ротор состоит из корпуса рабочего колеса (РК), сдвоенных листовых лопаток и коренного вала [1]. Каждое рабочее колесо вентилятора серии ВО имеет 8 профилированных лопаток сварной конструкции. Лопатки укреплены на втулках, относительный диаметр которых равен 0,6 диаметра рабочего колеса.

Определим расчетную схему и нагрузки, действующие на корпус рабочего колеса. На корпус РК действуют два вида нагрузок: аэродинамические и центробежные. Аэродинамические нагрузки малы по сравнению с центробежными, поэтому в расчетах ими можно пренебречь [2]. Силы инерции, действующие на РК, подразделяются: центробежная нагрузка от собственной массы, действующая на весь корпус РК, центробежная нагрузка от масс сдвоенных листовых лопаток, действующая на силовой пояс корпуса РК. Основную нагрузку несет силовой пояс, воспринимающий нагрузки от сил инерции и собственного веса рабочих лопаток и от инерционной нагрузки собственной массы (рис. 1б).

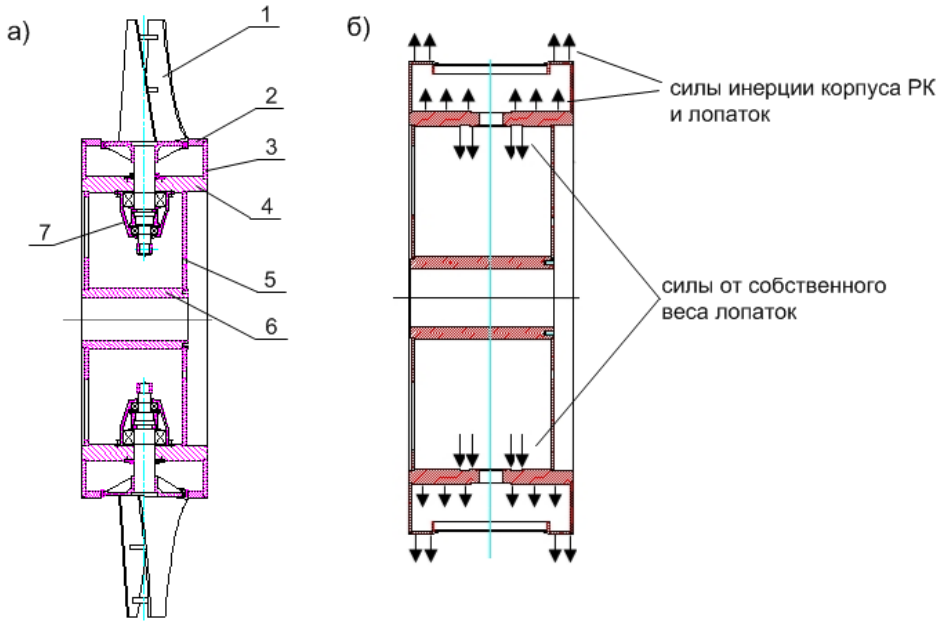



Рис. 1. Конструкция ротора вентилятора (а) и силы, действующие на корпус РК вентилятора ВО-36К (б)

Проведем расчет на примере вентилятора ВО-36К. Центробежные нагрузки определялись для частоты вращения ротора 600 об/мин и материала корпуса – стали 10ХСНД. Центробежная нагрузка от каждой лопатки в узле крепления составила 73500 тонн (721000 Н).

Анализ напряженно-деформированного состояния (НДС) корпуса РК проводился методом конечных элементов, с использованием программного пакета Ansys. РК разбит на объемные конечные элементы, представляющие собой тетраэдры с десятью узлами (шесть степеней свободы в узле).

В результате численного анализа получены картины напряженного состояния элементов корпуса рабочего колеса (рис. 2).

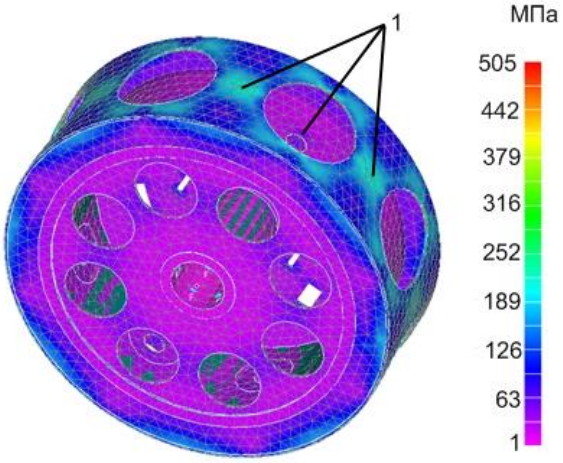



Рис. 2. Распределение напряжений в корпусе рабочего колеса

Поскольку напряженное состояние элементов корпуса является трехосным, в качестве оценочной величины напряжений используется эквивалентное напряжение по Мизесу [3].

Для оценки прочности проверяется выполнение условия:

$$\sigma_э<\sigma_т,$$

где $\sigma_э$ – эквивалентные напряжения по Мизесу, $\sigma_т$ – предел текучести материала.
Вычисляется запас прочности

$$n=\sigma_т/\sigma_{max},$$

где $\sigma_{max}$ – максимальные напряжения в конструкции.

Максимальные напряжения в обечайке составляют 292 МПа, при этом коэффициент запаса:

$$n=\frac{\sigma_т}{\sigma_{\max}}=\frac{390\ \text{МПа}}{292\ \text{МПа}}=1.33<[n],$$

где $[n]=1{,}5$ – допускаемый коэффициент запаса.

Таким образом, необходима корректировка конструкции узла с целью снижения напряжений. Для увеличения жесткости обечайки в конструкцию корпуса РК введены цилиндрические гильзы. Гильзы представляют собой цилиндры (рис. 3), привариваемые к обечайке в отверстия под поворотные основания лопаток.

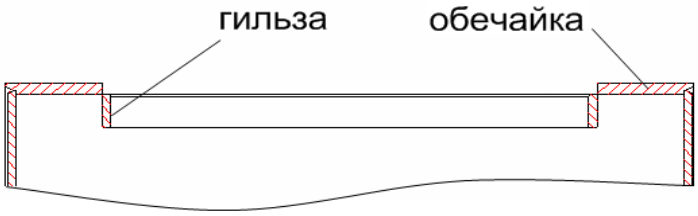
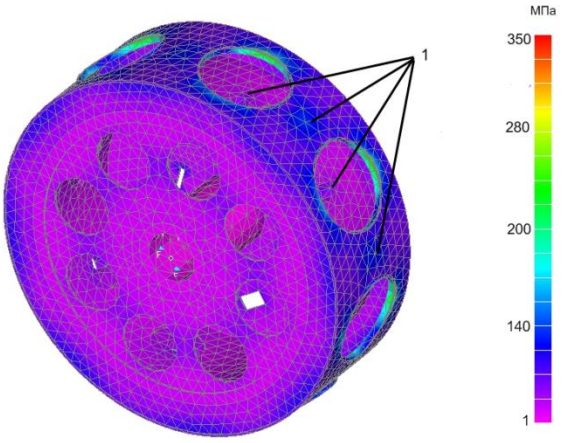


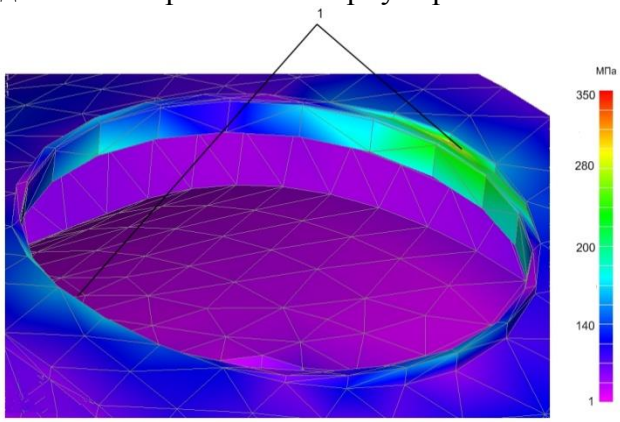

Рис. 3. Гильза в корпусе рабочего колеса

Диаграммы распределения напряжений и перемещений для корпуса с гильзами приведены на рис. 4-5.




1 – области максимальных напряжений

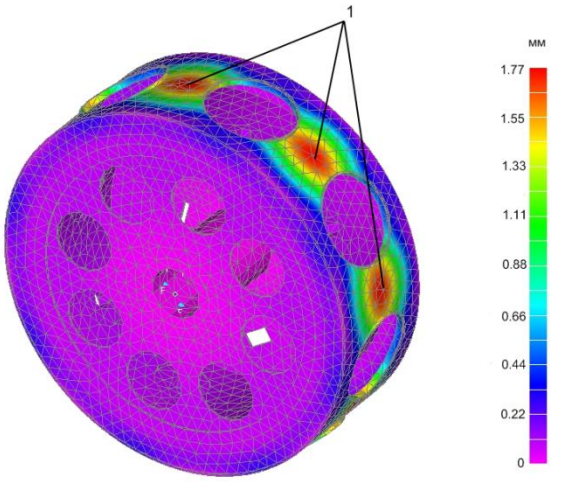
Рис. 4. Распределение напряжений в корпусе рабочего колеса с гильзами




1 – области концентрации напряжений в гильзе

Рис. 5. Распределение напряжений в области гильзы в корпусе рабочего колеса

Как видно по рис. 4-5, максимальные напряжения в обечайке рабочего колеса составляют 128 МПа, а на силовом поясе – 144 МПа. Таким образом, применение цилиндрических втулок позволяет уменьшить напряжения в 2,3 раза. Максимальные перемещения на обечайке (рис. 6) составляют 1,77 мм.




1 – области максимальных перемещений

Рис. 6. Распределение перемещений в корпусе рабочего колеса

Запас прочности конструкции равен n = 390 / 144 = 2,7, что удовлетворяет условиям работы (допустимый нормативный запас прочности $[n]=1{,}5$) [4].

Также проведены исследования собственных частот колебаний корпуса. На рис. 7 представлены первые три собственные формы колебаний рабочего колеса.

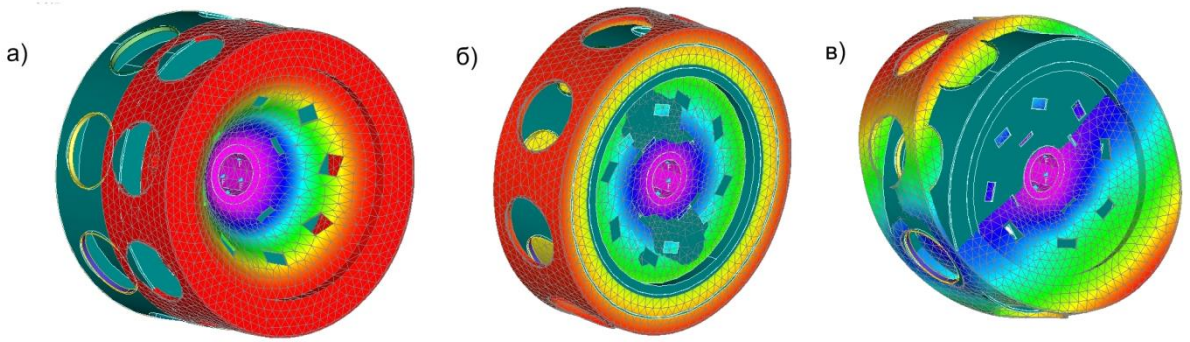



Рис. 7. Формы колебаний корпуса РК: а) первая форма колебаний, частота 9,41 Гц; б) вторая форма колебаний, частота 82,62 Гц; а) третья форма колебаний, частота 103,68 Гц

**Исследование влияния толщины обечайки корпуса РК вентилятора ВО-36К на НДС**

Обечайка корпуса ротора вентилятора предназначена для формирования проточной части вентилятора и улучшения условий обтекания лопаточных узлов. Обечайка находится на значительном удалении от оси вращения, подвергаясь воздействию исключительно сил инерции. Поэтому для снижения материалоемкости нужно максимально снижать ее толщину без нарушения прочности конструкции. С целью обеспечения требуемой прочности и миниальной массы необходимо установить зависимость напряженного состояния обечайки от ее толщины.

Расчеты проводились для ряда толщин обечайки (вентилятора ВО-36К), представленных в табл. 1.

Таблица 1

| № п/п | Толщина, мм | Масса корпуса ротора без цилиндрических гильз, кг | Масса корпуса ротора с цилиндрическими гильз, кг |
|---|---|---|---|
| 1 | 3 | 3365 | 3366 |
| 2 | 6 | 3440 | 3483 |
| 3 | 9 | 3516 | 3558 |
| 4 | 12 | 3592 | 3634 |
| 5 | 15 | 3668 | 3711 |
| 6 | 20 | 3796 | 3841 |
| 7 | 30 | 4055 | 4105 |
| 8 | 45 | 4450 | 4515 |
| 9 | 65 | 4990 | 5075 |
| 10 | 90 | 5685 | 5797 |

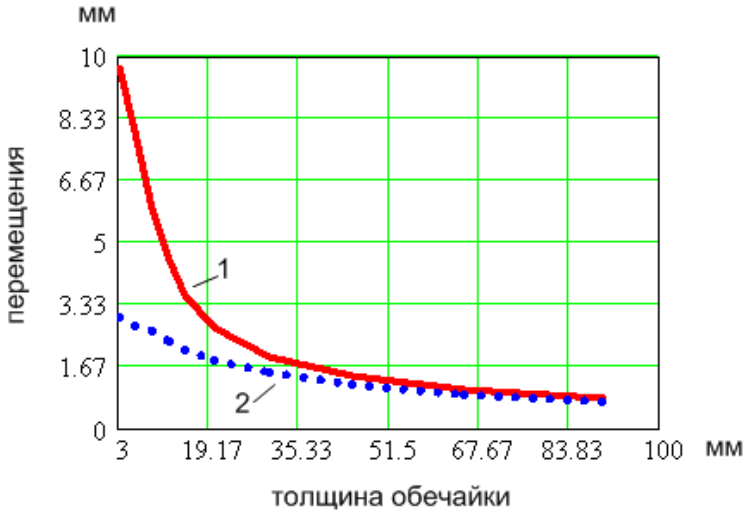
На рис. 8 представлен график зависимости максимальных перемещений на обечайке в зависимости от ее толщины.

На рис. 9 показан график зависимости максимальных напряжений на обечайке (без гильз и с гильзами) в зависимости от толщины обечайки.

С увеличением толщины обечайки с 3 мм до 90 мм перемещения в ней снижаются с 3,33 мм до 0,8 мм.

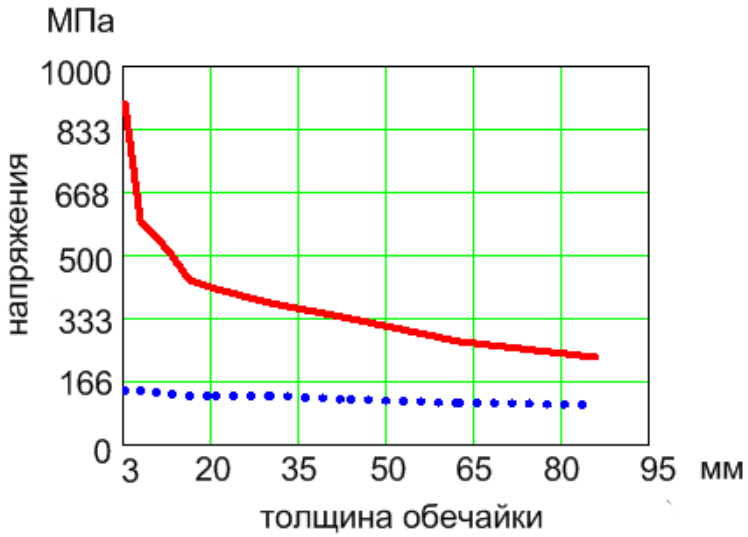
При проектной толщине обечайки 15 мм напряжения на обечайке составляют 128 МПа. Уровень напряжений в 140 МПа достигается при минимальной толщине обечайки (3 мм), что обеспечивает минимальную массу обечайки. При толщине обечайки 90 мм величина напряжений составляет 105 МПа, что всего на 25 % меньше, чем при толщине 3 мм.

Однако уже при уровне напряжений 140 МПа коэффициент запаса $n = 390/140 = 2{,}8$, что в 1,86 раза превышает требуемый коэффициент запаса ($n = 1{,}5$). То есть нужно использовать обечайку с возможно минимальной толщиной, допустимой по технологическим требованиям. Безопасный уровень напряжений для обечайки без втулок можно обеспечить только за счет увеличения толщины обечайки до 20-30 мм.




1 – без гильзы в обечайке; 2 – с гильзой в обечайке

Рис. 8. График зависимости максимальных перемещений в обечайке от толщины обечайки




1 – без гильзы в обечайке; 2 – с гильзой в обечайке

Рис. 9. График зависимости максимальных напряжений на обечайке от толщины обечайки

Применение обечайки толщиной 3 мм по сравнению с исходным проектом с толщиной 15 мм позволяет сэкономить 7,5% от массы корпуса РК (для вентилятора ВО-36К это составит 119 кг стали). Снижение массы уменьшает момент инерции, улучшает балансировку, способствует снижению мощности электродвигателя и снижению нагрузок на подшипниковые узлы. Наименьшая толщина обечайки корпуса РК позволяет получить минимальный уровень напряжений.

## Список литературы

1. Бабак Г.А., Бочаров К.П., Волохов А.Т. Шахтные вентиляторные установки главного проветривания. М.: Недра, 1982.

2. Попов Н.А. Разработка реверсивных осевых вентиляторов главного проветривания шахт // Диссертация на соискание уч. степени д.т.н. – Институт горного дела СО РАН – Новосибирск-2001.

3. Писаренко Г.С., Яковлев А.П., Матвеев В.В. Справочник по сопротивлению материалов. - 2 - е изд., перераб. и доп. - Киев: Наук. думка, 1988.

4. Левин А.В. Прочность и вибрация лопаток и дисков паровых турбин / А.В. Левин, К.Н. Боришанский, Е.Д. Консон / Л.: Машиностроение, 1981.

УДК 622.831.322

# ПРОГНОЗ ВЫБРОСООПАСНОСТИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ПО УГОЛЬНЫМ ПЛАСТАМ

***Лихоузов А.А.***
***Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Дана оценка состояния локального и текущего прогноза выбросоопасности при проведении подготовительных выработок по угольным пластам. Предложены направления совершенствования методов прогноза в направлении их оперативности и надежности.

***Ключевые слова:*** выбросоопасность, локальный прогноз, текущий прогноз, прочность угля.

Сложные горно-геологические условия угольных месторождений Кузбасса определяют его особую опасность по газодинамическим явлениям. Всего в Кузбассе зарегистрировано 195 внезапных выбросов угля и газа. Из них в забоях горизонтальных и наклонных подготовительных выработок – 164, в очистных забоях – 9, при прохождении квершлагов, стволов, околоствольных выработок – 22. Первый внезапный выброс угля и газа зарегистрирован на пласте Владимировском шахты «Северная» Кемеровского района 27.10.1943 при прохождении вентиляционной печи № 12. За период с 1943 г. по 1979 г. на этой ныне закрытой шахте зарегистрировано 112 выбросов, т. е. большая часть от всего их количества в Кузбассе. Среди ныне функционирующих шахт Кузбасса наиболее опасные по выбросам − шахты «Первомайская», «Березовская» (Березовское месторождение), «Чертинская» (Чертинское месторождение).

Для предупреждения опасных газодинамических явлений необходимы, в первую очередь, достоверные и надежные методы локального и текущего прогноза выбросоопасности, позволяющие выявлять выбросопасные зоны.

Локальный прогноз применяется для оценки выбросоопасности какого-либо ограниченного участка угольного пласта.

Наиболее широко из локальных методов на шахтах России применяется прогноз перед вскрытием пластов [1, 2, 3]. Он основан на измерении двух параметров – давления газа и крепости угля в скважинах, пробуренных через породную пробку в зону вскрытия (рис. 1). По окончании выполнения работ по замеру газа в пласте и определения коэффициента крепости рассчитывается показатель выбросоопасности по формуле:

$$П_в = P_{r\max} - 14 f_{\min}^2, \qquad (1)$$

где Рг.max – наибольшее из двух измеренных значение давления газа, кгс/см2; fmin – наименьшее значение коэффициента крепости угля по его мощности.

При Пв ≥ 0 зона пласта в месте вскрытия считается опасной, если Пв <0 – не опасна.

В качестве локального метода прогноза выбросоопасности может использоваться определение склонности пластов к внезапным выбросам по фазово-физическим свойствам угля [3, 4]. Прогноз основан на определении четырех параметров:

Gмг− структурный показатель долевого участия сорбционного порового объема в общей пористости;

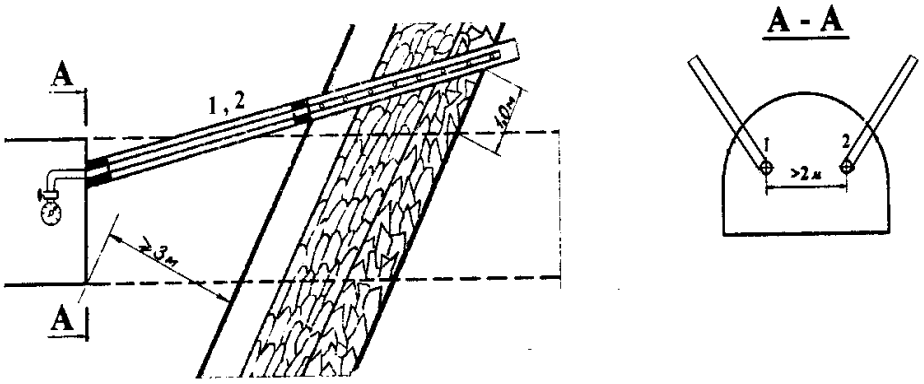
Wмг − максимальная гигроскопическая влагоемкость;

Wп − полная влагоемкость;

We − естественная влагоемкость.

Пробы угля отбираются из скважин, пробуренных из забоя вперед по ходу выработки. Показатели физических свойств определяются в лабораторных условиях. Путем сравнения показателей We и Wмг можно выделить опасные и неопасные по выбросам участки. Если показатели удовлетворяют неравенству We > Wмг, то они не опасны по внезапным выбросам угля и газа, а если значение We < 0,85 Wn, то участок считается опасным.

Способ имеет следующие недостатки: необходимость лабораторных определений влажности угля, что требует квалифицированного персонала и создает перерыв между отбором проб и получением данных по их влажности; высокая трудоемкость и неоперативность; недостаточная точность.




1, 2 – прогнозные скважины для измерения давления газа в пласте и отбора проб угля

Рис. 1. Схема выполнения прогноза выбросоопасности перед вскрытием пласта

Согласно инструкции [3], на шахтах Ростовской области (Донбасс) предусмотрено применение локального прогноза выбросоопасности на основе комплексного показателя, учитывающего глубину ведения горных работ и ряд параметров, выражающих свойства пласта: давление газа в пласте, прочность угля на поверхности забоя, мощности угольного пласта в целом и слагающих его пачек, начальную скорость газовыделения из скважин. Обследование производится периодически с определенным интервалом проведения выработок и по его результатом определяется необходимость применения текущего прогноза выбросоопасности.

Данный метод имеет ограниченное применение по причине его невысокой достоверности, обусловленной тем, что давление газа – один из основных параметров, используемых для оценки выбросоопасности пласта, измеряется только при вскрытии пласта. Однако при удалении от места вскрытия его значение может существенно измениться, а локальный прогноз – не отражать фактического состояния массива. Кроме того, критерии выбросоопасности не прошли широкой проверки на угольных шахтах.

Текущий прогноз выбросоопасности выполняется постоянно с достаточной частотой или непрерывно с той целью, чтобы контролировать изменение степени выбросоопасности призабойной части горного массива горной выработки по мере ее подвигания.

В Кузбассе впервые в мире в 1961 г. был применен на практике метод текущего прогноза выбросоопасности, разработанный в ВостНИИ под руководством О. И. Чернова

[1, 3, 5]. Прогноз основывался на определении крепости и показателя начальной скорости газоотдачи проб угля с забоев подготовительных выработок в лабораторных условиях. Появление метода было прорывом в профилактике внезапных выбросов угля и газа. Он позволил заменить применение способов предотвращения выбросов на всем протяжении выработок, проводимых на угрожаемых по данным явлениям пластах, на выполнение их только в установленных прогнозом выбросоопасных зонах.

В то же время недостатком метода является его низкая оперативность, поскольку после каждого цикла отбора проб требуется продолжительное время на доставку проб в лабораторию и их анализ. Кроме того, значительное число фактически невыбросоопасных зон при применении метода относятся в соответствии с критериями к выбросоопасным. Это в большой степени связано с тем, что один из основных параметров прогноза – начальная скорость газоотдачи показывает только предрасположенность взятой пробы отдавать газ. Он не отражает фактического давления газа в пласте и количества газа, которое способно принять участие в выбросе.

В 1969 г. был предложен метод текущего прогноза выбросоопасности в подготовительных выработках угольных пластов по начальному газовыделению и выходу бурового штыба из метровых интервалов контрольных скважин, пробуренных в окрестности забоя [1]. Показатель выбросоопасности рассчитывается по максимальным по длине скважин значениям начальной скорости газовыдения gн.max и выхода бурового штыба S max по формуле

$$R = (S_{\max} - 1{,}8)(g_{н.\max} - 4{,}0). \qquad (2)$$

При R ≥ 6 пересекаемая шпурами зона считается выбросоопасной, а при R < 6 – неопасной.

Результаты применения данного прогноза показали в дальнейшем, что более достоверно считать зону потенциально выбросоопасной при наличии в сечении забоя угольной пачки прочностью по прочностномеру П1, составляющей ≤ 75, и gн.max ≥ 4, что и закреплено действующей инструкцией [3].

Позднее был предложен новый показатель выбросоопасности, позволяющий в 2 раза снизить число фактически невыбросоопасных зон, классифицируемых вследствие несовершенства прогноза как выбросоопасные [2, 6]:

$$B_п = k \cdot \frac{(g^*_{н.\max} - g^*_{н.з})}{l_{g^*}} \cdot \frac{r_в}{f_в}, \qquad (3)$$

где k – постоянный коэффициент (k = 1,25 мин/л); g*н.max – приведенная (к диаметру бурового резца) максимальная начальная скорость газовыделения по длине шпура, л/м; g*н.з – приведенная начальная скорость газовыделения, измеренная в ближайшем к забою интервале шпура, л/м; lg* – расстояние до середины интервала, в котором измерено значение g*н.max, м; rв – эквивалентный полурадиус площади обнажения, м (rв = Sв / Пв, где Sв и Пв – соответственно площадь и периметр потенциально выбросоопасной угольной структуры в сечении забоя); fв – коэффициент крепости угля данной пачки по М. М. Протодьяконову (определяется с использованием прочностномера П-1).

Использование в показателе значения приведенной максимальной начальной скорости газовыделения вместо измеренной позволяет устранить влияние на нее степени разрушения стенок скважин и значительно повысить достоверность оценки газового фактора.

Показатель *Вп*, отражающий через косвенные параметры соотношение активной и пассивной сил внезапного выброса, свидетельствует о степени выбросоопасности забоя. При значении показателя от 1,0 и выше зона впереди забоя опасна по внезапным выбросам.

Интерес представляет метод автоматизированного текущего прогноза выбросоопасности, предназначенный для применения в нисходящих подготовительных выработках на крутых пластах, основанный на контроле за концентрацией метана в выработке и

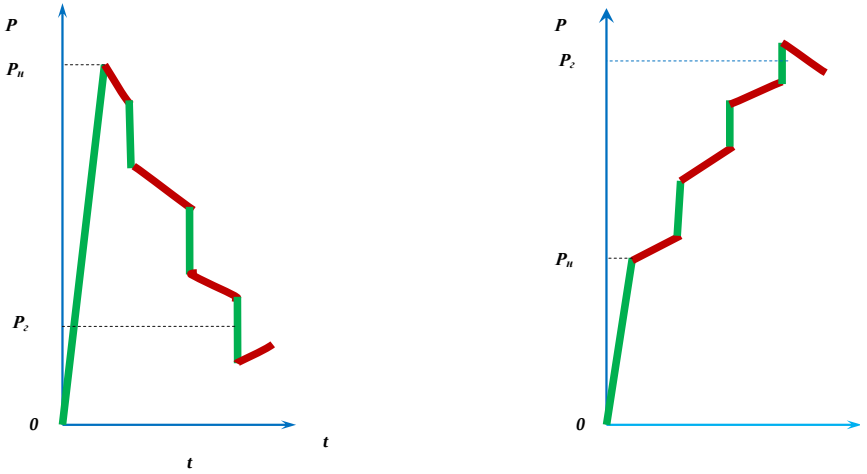
количеством подаваемого в забой воздуха с помощью аппаратуры контроля метана АКМ и датчика расхода воздуха ИСВ [1]. Для этих выработок автоматизировать прогноз оказалось проще, поскольку они проводятся с помощью буровзрывных работ, порядок проведения которых жестко регламентирован в отличие от комбайнового способа проходки. Однако в принципе возможна разработка подобного прогноза и для других способов проведения выработок.

Закрытие многих шахт, опасных по внезапным выбросам угля и газа, позволило в целом снизить остроту проблемы борьбы с этими явлениями. Выбросоопасные зоны встречаются гораздо реже. Постоянное применение нормативного метода текущего прогноза выбросоопасности с бурением контрольных скважин, требующего значительных затрат времени и, к тому же, имеющего большую ошибку 2 рода (отнесением части невыбросоопасных зон к выбросоопасным) стало нерациональным.

В этой связи возникла проблема разработки прогноза выбросоопасности при проведении выработок, позволяющего с минимальными трудозатратами точечно выявлять истинно выбросоопасные зоны и только в них применять дорогостоящие способы предотвращения выбросов.

Перспективным в этой связи представляется создание такой технологии прогноза, которая объединяла бы положительные качества локального и текущего прогноза [6]. От первого следует взять выполнение прогноза только через определенные, как можно более протяженные интервалы проведения выработок, от вторых – оперативность оценки выбросоопасности зон.

Для локальной оценки может быть взят за основу метод прогноза выбросоопасности при вскрытии пластов. Ранее он применялся только при вскрытии, поскольку измерить давление газа в угольном забое было проблематично из-за трудности надежной герметизации в угле скважины и необходимости остановки забоя более чем на сутки для восстановления пластового давления газа в контрольной скважине. Однако сейчас имеется способ оперативного измерения этого параметра, позволяющий исключить длительный процесс восстановления этого параметра [6-8]. Давление газа в скважине восстанавливается до расчетной величины принудительно за счет подачи в скважину через специальный герметизатор [9] воды, а затем подстраивается до истинного пластового давления газа посредством его сброса или подъема с помощью специального вентиля (рис. 2).




*принудительное изменение давления в замерной камере*

*свободные рост или снижение давления в замерной камере*

***P** – давление в замерной скважине*

***Pн** – максимальное созданное насосной установкой давление в замерной скважине*

***Pг** – измеренное давление газа в угольном пласте*

***t** – время от начала измерения*

Рис. 2. Графики измерения давления газа в пласте с применением принудительного изменения давления газа в скважине

Этот способ позволяет без существенных простоев измерять давление газа в зоне влияния призабойной части выработки. Эти измерения не требуется проводить слишком часто, поскольку при отсутствии зон влияния тектонических нарушений давление газа в пласте на определенной глубине сохраняется практически постоянным. Это значит, что при проведении подготовительных выработок потребуется измерять давление газа при входе в зоны влияний нарушений и лишь изредка при отсутствии их влияния. Определение коэффициента крепости угля в забое достаточно оперативно можно выполнять прочностномером П1 [2]. Такой подход позволит производить локальную оценку выбросоопасности по показателю Пв (3), достоверность и надежность которого подтверждена многочисленными практическими данными.

Созданы предпосылки для совершенствования текущего прогноза выбросоопасности в направлении снижения его трудоемкости. Существуют наработки, позволяющие, как указывалось выше, использовать для этой цели показания аппаратуры контроля метана. Имеются отдельные результаты исследований, показывающие, что вход в выбросоопасную зону может устанавливаться по увеличению показателя активности электромагнитного излучения [2]. Причем этот признак срабатывал ранее других определявшихся параллельно признаков выбросоопасности.

Текущий прогноз выбросоопасности, требующий бурения опережающих забой контрольных скважин, должен применяться как крайний случай, когда бесконтактными способами не удается сделать однозначный вывод о газодинамической опасности выработки.

Создание с учетом высказанных выше предложений локально-текущего прогноза, являющегося симбиозом положительных сторон описанных выше и других методов оценки газодинамического состояния горного массива, позволит решить проблему оперативного и достоверного прогноза выбросоопасности при проведении подготовительных выработок по угольным пластам.

**Список литературы**

1. Чернов О.И., Пузырев В.Н. Прогноз внезапных выбросов угля и газа. − М.: Недра, 1979. − 296 с.

2. Зыков В. С. Внезапные выбросы угля и газа и другие газодинамические явления в шахтах. – Кемерово: ООО «Фирма ПОЛИГРАФ», 2010. – 334 с.

3. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа // Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах: Сборник документов. Серия 05. Нормативные документы по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в угольной промышленности. 2-е изд., испр.– Выпуск 2 / НТЦ «Промышленная безопасность». – М., 2001. – С. 120–303.

4. Акиньшин Б.Т. К оценке ударо- и выбросоопасности угольных пластов // Уголь. − 1979. − № 8. − С. 28-29.

5. Чернов О.И. О прогнозе внезапных выбросов угля и газа в Кузбассе на больших глубинах // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. − 1966. − № 3. − С. 31-34.

6. Зыков В.С., Лебедев А.В., Сурков А.В. Предупреждение газодинамических явлений при проведении выработок по угольным пластам. – Кемерово: КРОАГН, 1997. – 261с.

7. Зыков В.С. Научные проблемы борьбы с газодинамическими проявлениями в угольных шахтах Кузбасса //Маркшейдерия и недропользование. – № 3. – 2011. – С. 57-59.

8. А. с. № 1815329. Способ определения истинного начального давления газа в газонасыщенном угольном пласте /В.С. Зыков, В.В. Славолюбов, Ю.П. Осокин // Изобретения. – 1993. – № 18. – С. 70.

9. Патент на полезную модель № 64283 U1, E21F 5/00. Устройство для замера давления газа в массиве / В. С. Зыков, В. М. Кондаков // Бюллетень «Изобретения» – 2007. – № 18.

УДК 622.831.322

# ГЕОДИНАМИЧЕСКОЕ ЗОНИРОВАНИЕ УЧАСТКОВ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

***Непомнищев И. Л.***
***Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Рассмотрены особенности построения триангуляционной сети для работы с показателями опасности по геодинамическим явлениям для зонирования участков угольных пластов по видам и степени геодинамической опасности.

***Ключевые слова:*** геодинамическое зонирование участков угольных пластов, триангуляция, ГИС-модель.

В Институте угля СО РАН реализуется новое научное направление – геодинамическое зонирование участков угольных пластов [1]. Процесс определения опасных по геодинамическим явлениям зон участков угольных пластов требует определения показателей в пространственной, георасределенной форме. Необходимо построить изолинии показателей геодинамической опасности для рассматриваемого участка и выполнить на основе горно-геометрических подходов анализ вида и степени опасности участка по геодинамическим явлениям.

Для построения изолиний предварительно создаются и регистрируются точки, соответствующие значениям показателей опасности по геодинамическим явлениям [2].

Положения точек на плане участка пласта будут определены координатами ***X*** и ***Y***, а в виртуальном пространстве еще одной координатой – значением определенного показателя свойств угля в пласте, характеризующего его геодинамическую опасность.

Из созданных точек строится триангуляционная сеть. Для успешного построения триангуляции необходимо образовать новую структуру данных для взаимодействия узлов. Простой способ организации взаимодействия узлов можно описать следующим образом:

Узел {
***X*** == число;
***Y*** == число;
Z == число;
Count == количество смежных узлов;
Nodes == array [1..Graph] to указатель на узел;
}.

В представленной структуре для каждого узла триангуляции хранятся его координаты на плоскости, значение выбранного параметра и список указателей на соседние узлы (список номеров узлов), с которыми есть общие рёбра (рис. 1).

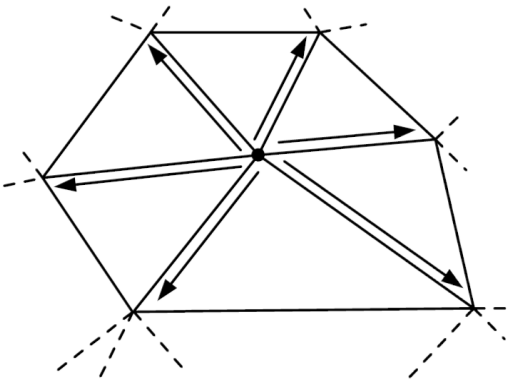


Рис. 1. Структура связи узлов

По сути, «список соседей» определяет в неявном виде рёбра триангуляции [3]. Такой способ хранения информации об узлах хранит, также в неявном виде, информацию по треугольникам триангуляции. По сути, он и является одной из форм триангуляции [3].

Введем для дальнейшего использования определение триангуляции. Триангуляцией называется планарный граф, все внутренние области которого являются треугольниками (рис. 2). Для построения случайным образом распределенных в пространстве точек лучше всего использовать триангуляцию Делоне.

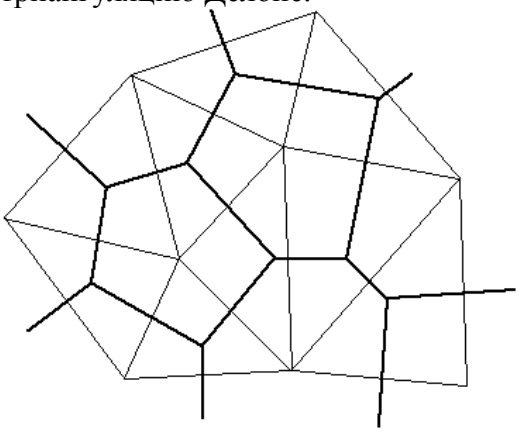


Рис. 2. Треугольники Делоне (тонкие линии) и полигоны Вороного (толстые линии)

Триангуляцией Делоне для множества точек ***S*** на плоскости называют триангуляцию ***DT(S)***, такую, что для любого треугольника все точки из ***S***, за исключением точек, являющихся его вершинами, лежат вне окружности, описанной вокруг треугольника [4, 5].

Одним из главных свойств триангуляции Делоне является её двойственность диаграмме Вороного. А именно, соединив отрезками те исходные точки, чьи многоугольники Вороного соприкасаются хотя бы углами, мы получим триангуляцию Делоне (рис 2).

Триангуляция Делоне имеет несколько свойств, которые отличают ее от других триангуляций подобного типа:

- Триангуляция Делоне максимизирует минимальный угол среди всех углов построенных треугольников, тем самым избегаются «тонкие» треугольники.
- Триангуляция Делоне взаимно однозначно соответствует диаграмме Вороного для того же набора точек.
- Триангуляция Делоне максимизирует сумму радиусов вписанных шаров.
- Триангуляция Делоне минимизирует дискретный функционал Дирихле.
- Триангуляция Делоне минимизирует максимальный радиус минимального объемлющего шара.
- Триангуляция Делоне на плоскости обладает минимальной суммой радиусов окружностей, описанных около треугольников, среди всех возможных триангуляций [3].

Для построения триангуляции Делоне в данном случае будет выгодно использовать структуру данных, называемую «Узлы и треугольники». Такую структуру можно представить в следующем виде:

Узел {
***X*** == число; ← координата ***X***
***Y*** == число; ← координата ***Y***
***Z*** == число; ← координата ***Z***
**}.**
Треугольник {
Nodes: **array** [1..3] **to** Указатель_на_узел; ← образующие узлы
Triangles: **array** [1..3] **to** Указатель_на_треугольник; ← соседние треугольники
}.

При выполнении построения триангуляции мы можем получить выпуклую триангуляцию для построения изолиний (рис. 3).

Закончив построение триангуляции, можно приступать к построению изолиний и их анализу.

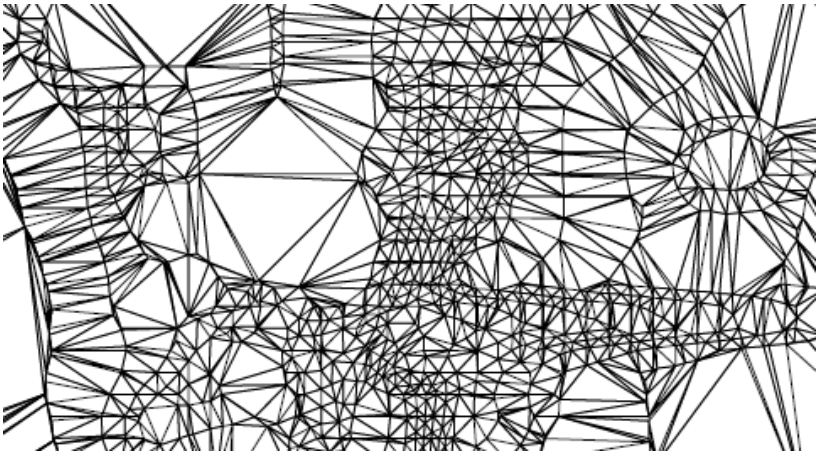


Рис. 3. Пример триангуляции

Изложенное выше решение задачи построения триангуляции позволило создать многоуровневую ГИС-модель, отражающую геодинамическое состояние угольного массива на планируемом к отработке участке угольного пласта и зонировать его по видам и степени геодинамической опасности.

## Список литературы

1. Зыков В. С. Научные проблемы борьбы с газодинамическими проявлениями в угольных шахтах Кузбасса // Маркшейдерия и недропользование. 2011. – № 3. – С. 57-59.

2. Зыков, В. С.; Абрамов, И. Л.; Непомнищев, И. Л. Выбор и обоснование основных показателей опасности углепородного массива в окрестности очистного забоя по динамическим явлениям // Вестник КузГТУ. – 2012. – № 4. – с. 37-39.

3. Скворцов А. В. Триангуляция Делоне и её применение. – Томск: Издательство Томского университета, 2002. – 128 с.

4. Делоне Б. Н. О пустоте сферы // Изв. АН СССР / ОМЕН., 1934. – Вып. № 4.

5. Bourke, Paul Efficient Triangulation Algorithm Suitable for Terrain Modelling // Pan Pacific Computer Conference. – Beijing, 1989.

УДК 622.85:622.882.003

# РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ МОЛОДЫХ РАСТИТЕЛЬНЫХ ЭКОСИСТЕМ В ОТРАБОТАННЫХ ЩЕБЕНОЧНЫХ КАРЬЕРАХ

***д.т.н. Зеньков И.В., Барадулин И.М.***
***Специальное конструкторско-технологическое бюро «Наука» КНЦ СО РАН***
***г. Красноярск, Россия***

***Аннотация.*** Приводятся результаты горно-экологического мониторинга в отработанных щебеночных карьерах – исследована продуктивность растительности на различных элементах конструкции нерабочего борта карьера – уступах и межуступных площадках. Установлено влияние геометрических параметров техногенного рельефа на появление и видовой состав особей-пионеров растительности, с учетом наличия или отсутствия почвенного слоя, его качественных характеристик, а также на количество деревьев и годовые темпы их прироста.

***Ключевые слова:*** рекультивация карьеров, техногенный рельеф, локальные экосистемы, формирование пионерной растительности

Устойчивое развитие экономики РФ обусловливает рост объемов добычи известняка и гранита для производства строительного и дорожного щебня в разы в ближайшие 10-15 лет. В этих условиях в разработку открытым способом будут вовлекаться новые месторождения, либо добыча сырья будет возобновлена на частично отработанных месторождениях. Практика производства щебня высвечивает усиление техногенной нагрузки на окружающую природную среду в горнопромышленных районах в виде бессистемно оформленной архитектуры техногенного рельефа в отработанных карьерах, без учета экологических целей. Вследствие этого, актуальным является разработка рекомендаций по проектированию технологий горных работ, позволяющих эффективно провести горнотехнический этап рекультивации нарушенных земель в отработанных карьерах.

Основой для разработки рекомендаций по ведению «экологически ориентированных» горных работ в приконтурной зоне щебеночного карьера, при постановке рабочего борта в нерабочее положение выступили результаты горно-экологического мониторинга на территории отработанных карьеров в Красноярском крае. За критерий оценки при создании технологий формирования экологически приемлемой рекультивации приняты – временной период появления и плотность пионерной группировки растительности в увязке с действием природных факторов, ускоряющих эти процессы. В итоге должны быть достигнуты главные цели – экологическая – это возможность поселения и приемлемые темпы роста растительности повсеместно на всех элементах нерабочего борта карьера; - экономическая – приемлемые затраты на работы по рекультивации с наилучшими экологическими показателями формируемой экосистемы в отработанной карьерной выемке.

В местах добычи нерудного камня отметим генезис горных пород, а также видовой состав растительности. По генезису – это основная горная масса примерно одного геологического возраста – граниты и известняки, и небольшой объем рыхлых четвертичных осадочных отложений (лессовидные и покровные суглинки, глина). Растительное окружение мест разработки месторождений щебня в Красноярском крае характеризуется преобладанием видового состава таежной и подтаежной географических зон. В основном это темнохвойные леса (ель, пихта, сосна, кедр) с большой долей осины, также встречается береза и лиственница. Промежуточный ярус – это обильный подлесок из рябины, черемухи, калины, смородины и т.п. По своим биоэкологическим свойствам представленная растительность весьма не приспособлена для поселения на открытых участках, лишенных почвы, какими являются буквально все элементы нерабочих бортов карьеров. Вследствие этого при проведении мониторинга достигаются промежуточные цели работ по выявлению геометрических параметров нерабочих бортов карьеров с наилучшими показателями и оптимальных для поселения и произрастания растительности.

Поэтому в ходе мониторинге изучены как положительные, так и отрицательные природные факторы, принимающие участие в формировании природной среды на техногенных ландшафтах. Работы по мониторингу проводились поэтапно в следующей последовательности. На первом этапе выполнена детализированная топографическая съемка местности и систематизирована полученная информация о геометрических параметрах элементов нерабочих бортов. Основные элементы нерабочих бортов карьеров – это откосы уступов с углами от 5 до 70° и межуступные площадки: практически горизонтальные с нулевым уклоном, площадки с уклоном до 10° в сторону выработанного пространства карьера, с уклоном до $10^0$ в сторону нерабочего борта карьера (с обратным уклоном). Установлено то, что техногенный рельеф в карьерных выработках по-разному зарастает растительностью.

В ходе полевых исследований были выявлены небольшие по размерам межуступные площадки нерабочего борта карьера с нанесенной техногенной смесью, состоящей из почвенных слоев и четвертичных отложений – суглинков, супеси. Мощность этого слоя

достигает 0,4 м. На этих участках определялась продуктивность древесно-кустарниковой растительности в увязке с местом ее произрастания.

Главная роль в появлении техногенной почвенной смеси на этих площадках, на наш взгляд, принадлежит процессам гравитационного движения всей массы элювиальных четвертичных отложений, участвующих в строении первого вскрышного уступа карьера. Дальнейшее распространение продуктивных рыхлых четвертичных отложений на горизонтальных площадках происходит за счет движения талой и дождевой воды, поступающей в сезоны весеннего снеготаяния и ливневых дождей. Поверхностные водотоки по рельефу прилегающей местности с уклоном в сторону карьера, последовательное чередование откосов и горизонтальных площадок уступов, имеющих общий уклон в сторону выработанного пространства, приводят к появлению большого объема талой или дождевой воды и скоплению ее в одном (нескольких) месте(ах) приводят к образованию оврагов.

Пионерные группировки растительности появляются на участках, образованных путем намыва с верхнего вскрышного уступа рыхлых четвертичных отложений – глины, супесей, а также гумусосодержащих почвенных слоев на горизонтальную поверхность доломитов. В этой же центральной части хорошо просматривается неглубокая канава (25-50 см), по которой обрушаемые горные породы верхнего вскрышного уступа перемещаются гравитационным движением водных потоков на место их осаждения – участки намыва.

В ходе полевых работ на разных участках с намытым почвенным слоем, с содержанием гумуса от 0,5 до 6 % определялась продуктивность растительности. Аналогичные работы выполнялись на откосах нерабочих уступов с углами их заоткоски от 5 до 40°. На откосах с углами выше 40 $^0$ вне зависимости от генезиса слагаемых их пород растительность отсутствовала за исключением аномальных одиночных случаев поселения сосны и березы, но последние наблюдаются исключительно в микропонижениях (2-3 случая на 100-200 м$^2$ горизонтальной проекции откоса уступа). Результаты определения продуктивности растительности представлены на рис. 1 и 2.

Как видно на графиках (рис. 1 и 2), нанесение почвенного слоя особенно необходимо в случае разработки месторождений доломитов. Темпы роста продуктивности растительности имеют высокие показатели на участке горизонтальной оси в диапазоне от 4 до 6 %. Вследствие этого для эффективной рекультивации горнопромышленного ландшафта на начальном этапе отработки месторождения необходимо искусственно формировать техногенную смесь с содержанием гумуса в этом диапазоне для ее нанесения на дно, откосы и межуступные площадки борта карьера.

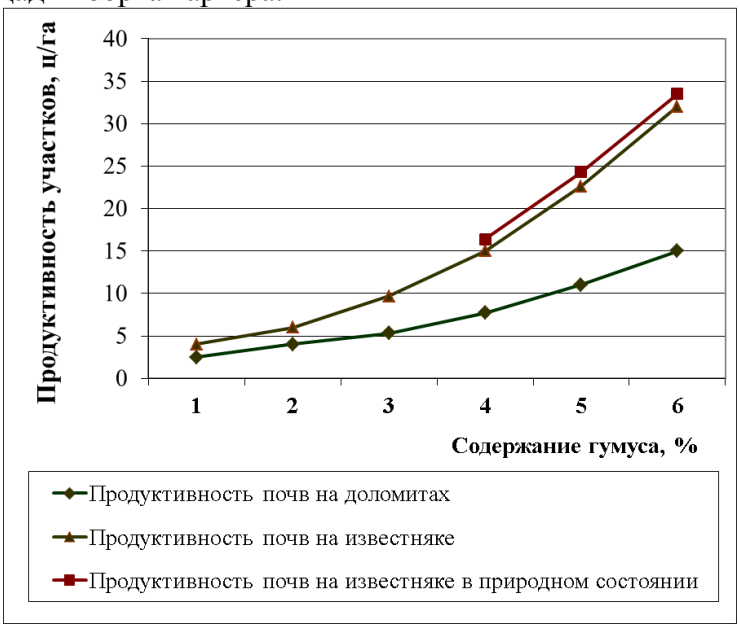



Рис. 1. Изменение продуктивности почвенного слоя на горизонтальных площадках карьеров

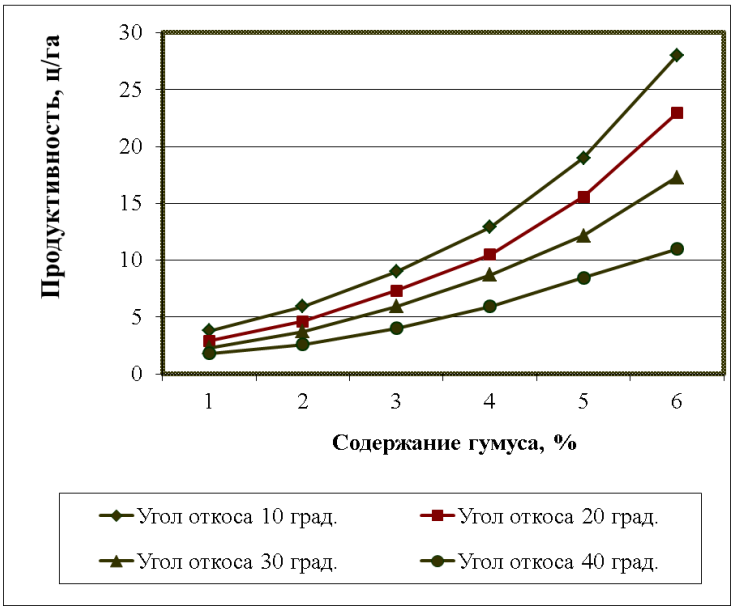



Рис. 2. Изменение продуктивности почвенного слоя на откосах нерабочего борта карьера

При проведении полевых работ наше внимание было остановлено на площадках, имеющих обратный уклон в сторону нерабочего борта карьера (рис. 3). Эти участки представляют собой микропонижения глубиной до 0,8-1,2 м, искусственно созданные при работе горных механизмов (экскаваторы, бульдозеры). Средняя плотность особей растений-пионеров сильно меняется в зависимости от угла наклона площадки. Так, средняя плотность особей растений, исследуемая в микропонижениях с углом 10°, и составляла 172-210 особей на 1,0 м$^2$, что почти на 20 % выше плотности особей в понижениях с углами 4-6° и почти вдвое больше чем плотность на горизонтальных площадках.

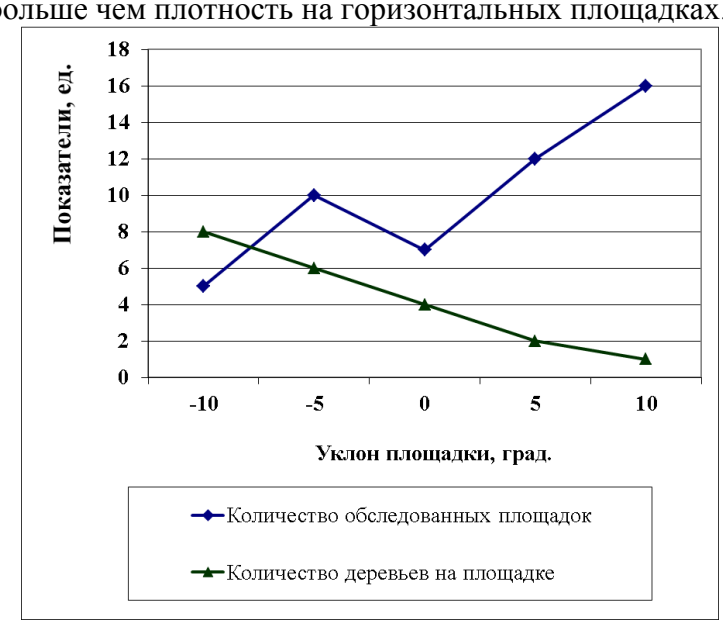



Рис. 3. Изменение плотности деревьев в зависимости от уклона площадок карьера

В таких понижениях меняется количество деревцев в зависимости от угла наклона площадки. Такая неравномерность объясняется повышенной влажностью и наличием достаточного количества мелкозема четвертичных отложений, обладающих природным потенциалом обеспечивать высокую продуктивность и годовые темпы прироста растительности, именно в понижениях с углами, близкими к значению 10°.

Так, темпы прироста сосны в микропонижениях с углом 10° составляет 55-60 см в год, что на 7-8 см выше прироста на горизонтальных площадках и на 15-20 см выше, чем на площадках с 10° -ным уклоном в сторону выработанного пространства карьера. Зависимость количества особей деревьев (сосна) от уклона площадки представлена на рис. 3.

Таким образом, на основе системного анализа результатов горно-экологического мониторинга установлены закономерности формирования локальных экосистем в отработанных карьерах с приемлемыми показателями, которые должны приниматься во внимание при формировании технического задания на проектирование технологий горнотехнического этапа рекультивации нарушенных земель. Ускоренное появление древесно-кустарниковой и травянистой растительности (2-3 года) в отработанных карьерах, высокие годовые темпы ее прироста и уровень продуктивности на уровне природных ландшафтов наблюдается на откосах уступов всех карьеров с пологими углами их заоткоски, на межуступных площадках с уклоном в сторону нерабочего борта карьера и в значительной степени зависят от обеспеченности растений питательными веществами. Последнее условие выполняется на участках карьера с почвенным слоем с содержанием гумуса в диапазоне 2-5 %, нанесенным искусственно или под действием природных факторов.

УДК 622.85:622.882.003

## ЭКОЛОГИЧЕСКИ ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РЕКУЛЬТИВАЦИИ НЕРАБОЧИХ БОРТОВ В ОТРАБОТАННЫХ ЩЕБЕНОЧНЫХ КАРЬЕРАХ

***д.т.н. Зеньков И.В., Барадулин И.М.***
***Специальное конструкторско-технологическое бюро «Наука» КНЦ СО РАН***
***г. Красноярск, Россия***

***Аннотация.*** Представлены результаты геоэкологического обоснования технологий производства открытых горных работ, в которых имеется возможность формировать элементы нерабочего борта карьера с геометрическими размерами, способствующими ускоренному поселению растительности, а также обеспечивающими нормальные годовые темпы прироста древесно-кустарниковой растительности. Обосновано нанесение техногенной почвенной смеси на всей площади техногенного ландшафта с целью проведения рекультивации нарушенных земель.

***Ключевые слова:*** открытые горные работы, производство щебня, горнотехническая рекультивация, оптимизация экологических показателей

В ближайшей перспективе на территории экономически развитых регионов Сибири прогнозируется рост объемов производства строительного и дорожного щебня. В ходе полевых работ на территории горнопромышленных ландшафтов в отработанных щебеночных карьерах на территории Красноярского края выявлены закономерности формирования локальных экосистем. Установлены природные факторы и геометрические параметры бортов карьеров, благоприятствующие заселению растительности на всех элементах нерабочих бортов карьеров, с учетом которых и разработаны рекомендации для проектирования технологий добычных работ на карьерах и технологий проведения горнотехнического этапа с учетом экологических целей. Экологически идеальным (приемлемым), на наш взгляд, считается горнопромышленный ландшафт, все элементы рельефа которого в краткосрочном периоде времени (3-5 лет) будут покрыты травянистой и древесно-кустарниковой растительностью. Степень отклонения экологических показателей карьеров от экологически идеального состояния предлагаем определять путем расчета удельного веса площади «экологически неблагополучных» (без растительности) участков в общей структуре площади карьерной выемки по окончанию 10-12 летнего периода.

С этой целью были выявлены участки с растительностью и без нее на откосах и межуступных площадках нерабочих бортов карьеров. Суммарную площадь элементов карьера, покрытых растительностью ($S_{КВР}$), рассчитаем по формуле:

$$S_{КВР} = \sum_{i=1}^{n} L_i \cdot h_{yi} / \sin\alpha_{yi} + S_{ГОР.ПЛ.}, м^2$$

где $n$ – количество уступов с растительностью; $L_i$ – протяженность $i$-го соответствующего уступа борта карьера, м; $h_{yi}$ – высота $i$-го уступа, м; $\alpha_{yi}$ – угол откоса $i$-го уступа; $S_{ГОР.ПЛ.}$ – площадь горизонтальных площадок карьера и участков дна карьера с растительностью, м$^2$.

Суммарная площадь элементов нерабочего борта карьера без растительности рассчитывается по аналогичной формуле с подставлением соответствующих показателей. Определить удельный вес площади карьерной выемки без растительности ($S_{КВБР}$) в общей площади карьера позволяет применение следующей формулы:

$$S_{КВБР} = (S_{КВ} - S_{КВР}) / S_{КВ} \times 100, \%$$

где $S_{КВ}$ – общая площадь карьерной выемки, м$^2$.

В результате расчетов получены следующие результаты. Карьерные выемки, созданные при строительстве Красноярской ГЭС, при добыче гранита в ОАО УС-604 и вблизи рабочего поселка Громадский, при добыче доломитов вблизи села Кускун, при добыче известняка вблизи рабочего поселка Зыково, покрыты древесно-кустарниковой и травянистой растительностью соответственно на 20, 8, 14, 32, 63 %.

Расчет удельного веса площади карьера с растительностью наглядно показал весьма существенные отклонения в меньшую сторону главного экологического показателя в 0,6-10 раз от показателя, характерного для природных мест разработки месторождения. В этой связи кратко остановимся на характеристиках участков-индикаторов как в естественно природном, так и в измененном состояниях. Участки-индикаторы в естественном природном состоянии представлены естественными биоформациями в местах добычи нерудного горного сырья, а также молодыми локальными экосистемами в карьерных выработках с оптимальными экологическими показателями. Растительность мест разработки нерудного сырья для производства щебня представлена формациями: древесной в виде таежных хвойных лесов алтайско-саянского типа с преобладанием сибирских видов пихты, кедра, лиственницы и сосны. Тип почв на территории этих природных ландшафтов – подзолистый. Подтип подзолистых почв формируется под таежными хвойными лесами на гранитах или известняках, перекрытых рыхлыми четвертичными отложениями. Профиль почв имеет следующее морфологическое строение: лесная подстилка (опад прошлых лет) мощностью 5-10 см, гумусо-аккумулятивный горизонт темно-серого цвета мощностью до 0,3 м, подзолистый горизонт белесо-серой окраски мощностью до 1,0 м, иллювиальный переходный горизонт охристо-буровых тонов мощностью до 0,8 м.

В ходе полевых экспедиций мы обследовали элементы нерабочего борта карьера, позиционируемые как участки-индикаторы на территории искусственно созданного техногенного рельефа. На горизонтальных элементах борта – нерабочих площадках были обнаружены слои техногенной почвенной смеси мощностью до 30 см, состоящей из гумусосодержащих почвенных слоев и рыхлых четвертичных отложений. Было установлено, что техногенная почвенная смесь появилась на этих элементах уступов либо путем намыва, либо при работе горно-транспортного оборудования в ходе производства горных работ.

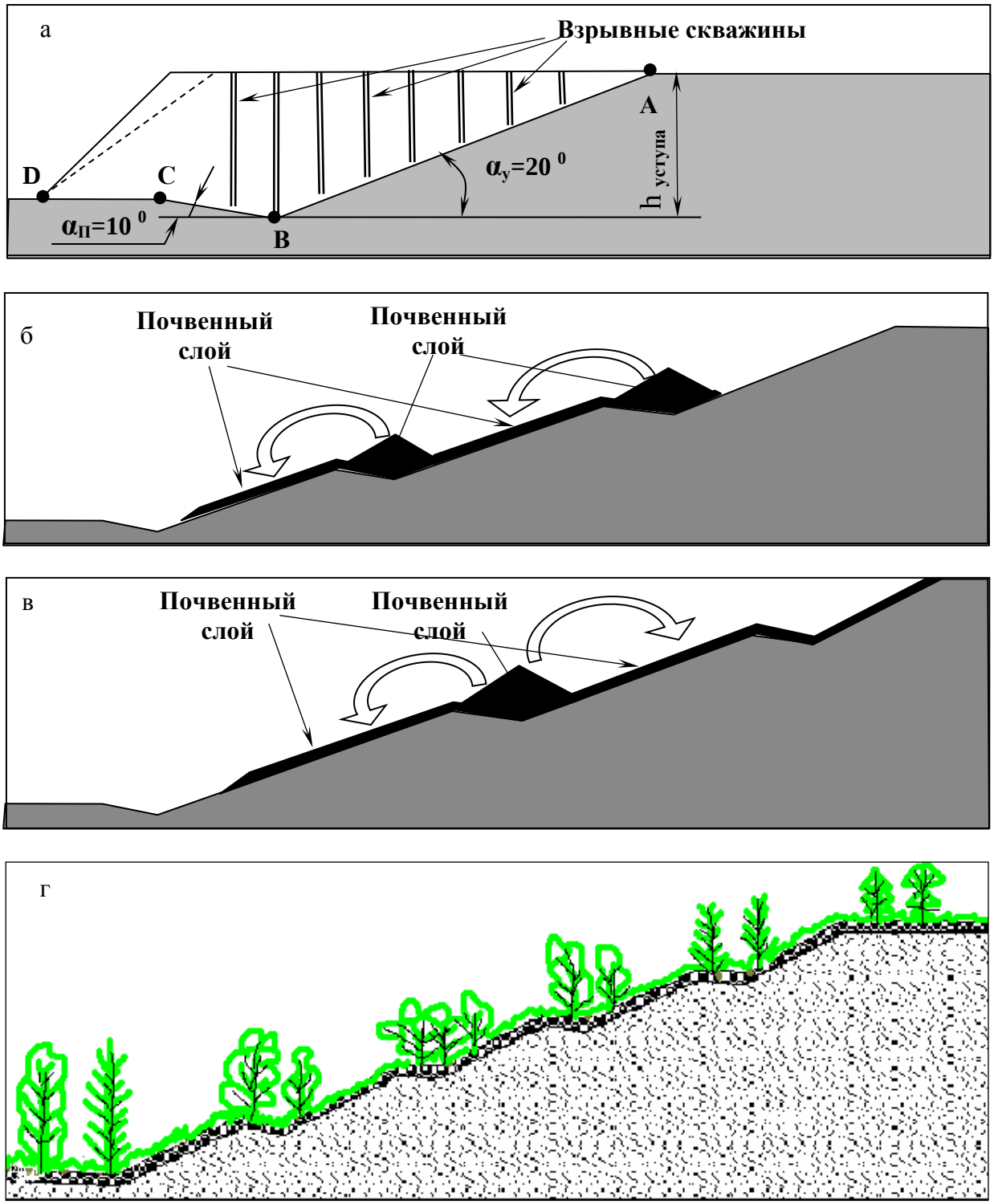
Результаты исследования продуктивности участков техногенного рельефа на откосах уступов представлены на рис. 1. График построен исходя из наблюдений за растительностью на доломитах и известняках. При выборе «экологически оптимального» угла заоткоски нерабочего борта были учтены затраты на выполаживание нерабочего борта до 10°, что приводит к резкому росту затрат на горные работы при производстве щебня, а при углах, близких к 30-40° резко снижается продуктивность почв.

Рис. 1. Изменение продуктивности почв на откосах уступов

Таким образом, анализ характеристик участков-индикаторов на техногенных землях позволили установить образ экологически оптимального горнопромышленного ландшафта, который должен быть сформирован по окончании горных работ в карьере. Геометрически параметры нерабочего борта и почвенные характеристики при этом должны иметь следующие значения: углы откосов всех уступов находятся в диапазоне 18-22°; межуступные площадки нерабочего борта оформляются шириной 4-5 м с обратным уклоном в 9-11° в сторону борта карьера; техногенную почвенную смесь из почвенных слоев и частично из четвертичных отложений с содержанием гумуса 2-5 % мощностью до 0,3 м наносят на все элементы борта карьера – откосы уступов и межуступные площадки, дно карьера. Технология формирования экологически оптимального горнопромышленного ландшафта схематично представлена на рис. 2. На схеме показаны основные этапы производства добычных и рекультивационных работ.

На рис. 2а показан конечный контур нерабочего борта карьера. Технология отработки приконтурного сектора ABCD может производиться двумя способами: а) обычно верхний уступ карьера сложен рыхлыми четвертичными отложениями и поэтому рыхления горной массы с производством буровзрывных работ (БВР) перед экскавацией не потребуется. В этом случае конечный контур карьера оформляется непосредственно экскаватором; б) отработка всех остальных уступов сложенных скальными или полускальными крепкими породами требует при отбойке и рыхлении горной массы применения буровзрывного способа. При этом в паспорте на БВР необходимо указать сетку скважин, их угол наклона, диаметр, а главное глубину, чтобы максимально не нарушить целостность формируемого откоса уступа при угле постановке в нерабочее положение с углами $18\text{-}22^0$. При взрывании последнего выемочного блока и его отгрузке экскаватором производится постановка уступа в конечное – нерабочее положение. Это означает, что добычные работы на этом уступе больше производиться не будут и откос уступа и межуступная площадка готовы к нанесению на них техногенной почвенной смеси.

В нашем случае принимаются во внимание основные геометрические параметры системы разработки карьера – это высота добычных уступов и углы их откоса. При использовании экскаваторов типа ЭКГ с емкостью ковша 3,2-5 м$^3$ высота уступа лимитируется максимальной высотой черпания экскаватора и обычно составляет 8-10 м. При использовании гидравлических экскаваторов типа обратная лопата с емкостью ковша 1,8-2,5 м$^3$ высота уступа составляет 3-5 м.




а) схема бурения взрывных скважин при постановке уступа в нерабочее положение;
б) схема нанесения почвенного слоя на откосы уступов – «сверху-вниз»;
в) схема одновременного нанесения почвенного слоя на откосы уступов – «сверху-вниз» и «снизу-вверх»; г) схема рекультивации нерабочего борта карьера

Рис. 2. Этапы рекультивации нерабочего борта карьера по производству щебня

Классическая технология производства работ на горнотехническом этапе рекультивации земель включает выполнение следующих технологических процессов – снятие бульдозером почвенного слоя, формирование временного склада техногенной почвенной

смеси. Погрузка экскаватором последней в автотранспорт, транспортировка ее за пределы горного отвода до мест хранения, экскавация техногенной почвенной смеси для транспортировки ее на места нанесения при рекультивации. В нашем случае необходимо установить конечные контуры карьера с целью определения площади нанесения почвенной смеси, а также правильно определить мощность ее нанесения. Исходя из этого, рассчитывают объем формирования техногенной почвенной смеси и определяют источник ее получения. Для понимания этого составлена схема на рис. 3.

Все карьеры по добыче нерудного сырья для производства щебня являются карьерами нагорного типа. Поэтому не на всей территории горного отвода можно будет производить снятие почвенного слоя, что определяется техникой безопасности работы бульдозеров на уклонах. Это обстоятельство поясняется схемой на рис. 3.

На схеме хорошо видно, что не на всем косогоре можно снимать бульдозером почвенный слой, поскольку безопасную работу механизмов лимитируют углы его поперечные и продольные углы его наклона при движении. Снятый объем почвенной смеси на верхнем вскрышном уступе мощностью до 0,3 м сравнивается с необходимым объемом для рекультивации. Этот объем будет всегда меньше требуемого, поэтому к почвенному слою необходимо добавить все почвенные продуктивные слои, составляющие почвенный профиль, а также высокопродуктивные рыхлые четвертичные отложения, объем которых компенсирует нехватку гумусо-аккумулятивного почвенного слоя. Снятый почвенный слой совместно с четвертичными отложениями отгружают экскаватором и вывозят автотранспортом за пределы горного отвода.

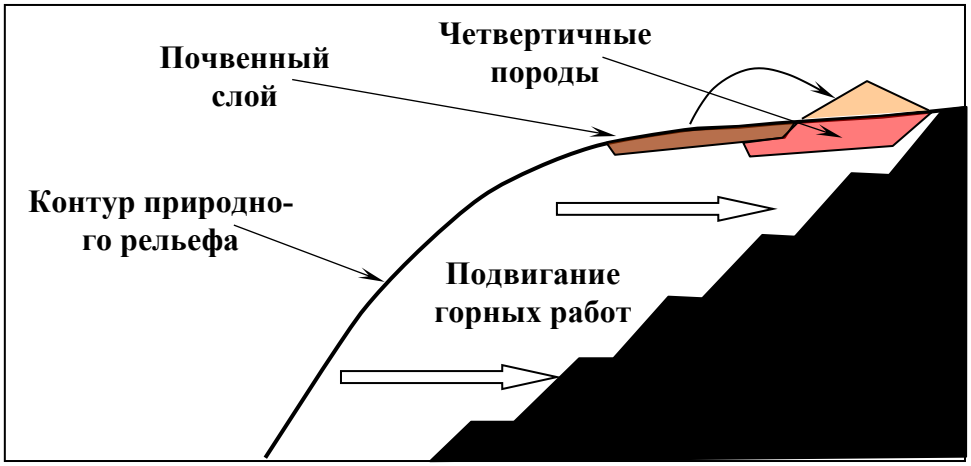



Рис. 3. Схема к определению объема и источника формирования почвенной смеси для рекультивации бортов карьера

Далее, после заоткоски верхнего уступа, на его нижнюю площадку доставляют почвенную смесь. На рис. 2 б, в это «Почвенный слой I этап». Затем, согласно наших рекомендаций, его наносят на откосы уступов гидравлическим экскаватором типа обратная лопата. При высоте уступов до 4 м нанесение ПСП производится «сверху вниз», т.е. рабочие параметры экскаватора – радиус разгрузки позволяет отсыпать почвенную смесь – «Почвенный слой II этап» в самый удаленный от экскаватора сектор откоса. При высоте уступов от 4 до 10 м экскаватор из навала почвенного слоя отсыпает его выше и ниже уровня своего стояния, т.е. «снизу вверх» и «сверху вниз» (рис. 2в). По мере отработки уступов, а их отрабатывают послойно сверху вниз, проводят горнотехнический этап рекультивации на откосах уступов и площадках после их постановки в нерабочее положение.

Итоговый результат рекультивации нерабочих бортов карьера схематично представлен на рис. 2 г. На все элементы нерабочего борта карьера – откосы и площадки с обратным уклоном нанесена техногенная почвенная смесь. Геометрические параметры нерабочего борта, оформленного по нашим рекомендациям в совокупности с нанесенным

почвенным слоем, позволяют создавать горнопромышленные ландшафты с наилучшими биоэкологическим показателями.

Практическая реализация предлагаемых подходов к рекультивации щебеночных карьеров требует пересмотра классических теорий, согласно которым нерабочий борт устанавливается в конечное положение под углом 55-60° с бермами (площадками) безопасности шириной 2-3 м. Изменение конфигурации нерабочего борта показано схематично на рис. 4. Это технологически возможно за счет переноса объема добычи нерудного сырья с нижних горизонтов карьера в его верхнюю часть. Объем горной массы в контурах $В_ПСВ_Ф$ в нижней части карьера компенсируется объемом в контурах треугольника с вершинами $СА_ФА_П$. При этом незначительно увеличится дальность транспортировки горной массы, что на наш взгляд, является менее значимым обстоятельством в сравнении с появляющейся возможностью обустройства горнопромышленного ландшафта с оптимальными экологическими показателями.

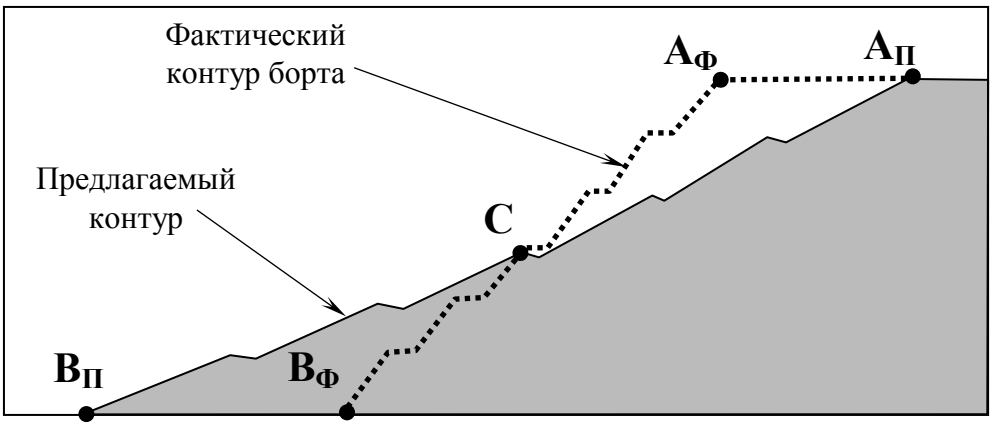



Рис. 4. Схема корректировки контура нерабочего борта карьера

Таким образом, дальнейшее движение по наметившейся траектории в области разработки щебеночных карьеров по существующим технологиям, каждый раз будет способствовать формированию горнопромышленных ландшафтов с показателями, далекими от значений экологически оптимальных. Но такое положение можно и нужно изменить в лучшую сторону, если имеется понимание того, какие экологические показатели техногенного ландшафта будут приниматься как индикаторные. Мы предлагаем лучшие на сегодняшний день конкретные технологические решения, использование которых позволит в кратчайшие сроки сформировать оптимальные горнопромышленные ландшафты, по своим показателям не уступающие природным.

Горнопромышленные ландшафты, близкие к природным, могут быть сформированы на месторождениях по добыче рудного и нерудного сырья на всей территории РФ в географическом секторе между 50-60° параллелями северного полушария с континентальным климатом, и во всем диапазоне почвенного разнообразия, соответствующего этому сектору. В качестве главных условий при искусственном формировании экологически благополучных локальных экосистем в отработанных карьерах должны быть выполнены следующие требования:

1. Углы заоткоски уступов карьера при их постановке в конечное положение независимо от их высоты и количества должны находиться в диапазоне 18-22°.

2. Уступы при формировании нерабочего борта отработанного карьера разделяются межуступными площадками шириной до 5 м с обратным 10°-ным уклоном в сторону нерабочего борта.

3. На откосы уступов, межуступные площадки, дно карьера наносят техногенную почвенную смесь, приготовленную в ходе горнотехнического этапа рекультивации, мощностью до 0,3 м.

УДК 622.85:622.882.003

# ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ РАСТИТЕЛЬНЫХ ЭКОСИСТЕМ НА ПОРОДНЫХ ОТВАЛАХ РАЗРЕЗА «НАЗАРОВСКИЙ» С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СРЕДСТВ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ

***[1]д.т.н. Зеньков И.В., [1]к.т.н Нефедов Б.Н., [2]к.т.н. Юронен Ю.П.***

***1 - Специальное конструкторско-технологическое бюро «Наука» КНЦ СО РАН, г. Красноярск, Россия***

***2 – ФГОУ ВПО «Сибирский государственный аэрокосмический университет им. академика М.Ф. Решетнева», г. Красноярск, Россия***

***Аннотация.*** Представлены результаты космического зондирования структуры наземных растительных экосистем на породных отвалах угольного разреза «Назаровский». Установлено негативное влияние водной эрозии на формирование горнопромышленных ландшафтов на территории отработанной части Назаровского угольного месторождения.

***Ключевые слова:*** добыча угля открытым способом, породные отвалы, космическое зондирование, наземные экосистемы, рекультивация земель, водная эрозия

В бывшем СССР добыча угля в начале 1990-х гг. составляла 700 млн. т в год. На долю открытого способа приходилось более половины этого объема. Открытый способ его добычи традиционно развивается опережающими темпами. В районах с масштабной добычей угля открытым способом к настоящему времени накопилось огромное количество экологических проблем, и в основном это проблемы устойчивого формирования экосистем на углепородных отвалах. В эпоху научно-технической революции с освоением космического пространства бурное развитие получили методы космического зондирования состояния природных ресурсов. Это упрощает контроль состояния горнопромышленных ландшафтов, рекультивированных угольными разрезами. Но для того, чтобы делать выводы и заключения по результатам обработки космоснимков необходимо представлять технологические последствия производства горных работ в увязке с геологическим строением отрабатываемого месторождения.

Методика наших исследований прошла апробацию на отработанном поле разреза «Назаровский» и на действующем разрезе. Разработку вскрышных пород и добычу угля (зачистка почвы пласта) производят карьерными экскаваторами ЭКГ-8и, ЭКГ-10, цепным и роторным экскаватором фирмы «Такраф». На добычных работах при отработке угольного пласта (основной объем) используют роторные экскаваторы ЭР-1250. Во всех случаях применяют карьерный транспорт: железнодорожный или конвейерный.

Характерной особенностью разработки угольных месторождений КАТЭКа является применение бестранспортных систем разработки нижних вскрышных уступов с применением в настоящее время цепного ERs(K)-800 и роторного экскаватора SRs(K)-4000 («Такраф»), а в предыдущие годы использовали шагающий экскаватор ЭШ-100/100 УЗТМ. Подобные системы разработки широко используют на разрезах в Западной и Восточной Сибири, в Читинской области, в Хабаровском и Приморском краях.

Мощность вскрышных пород на разрезе «Назаровский» изменяется в пределах от 20,0 до 70,0 м. Породы вскрыши представлены суглинками (иногда илистыми), глинами, песчано-галечниковыми отложениями, глинистыми песчаниками, алевролитами, сажистыми углями. В почве пласта «Мощный» залегают преимущественно алевролиты, реже аргиллиты и песчаники.

Исследования динамики восстановления наземных растительных экосистем проводились на действующих участках «Ачинский» и «Чулымский» разреза «Назаровский»

(рис.1). На месте отработанного угольного пласта размещены внутренние отвалы вскрышных пород. Контуры горного отвода, в которых на начальном этапе начинались горные работы на каждом из участков, спланированы для нанесения почвенного слоя. Так были выделены два участка рекультивации № 1 и № 2. В ходе развития горных работ рельеф горнопромышленных ландшафтов не планировался, и к настоящему времени представляет мелкоскладчатую поверхность, сформированную при работе горно-транспортного оборудования.

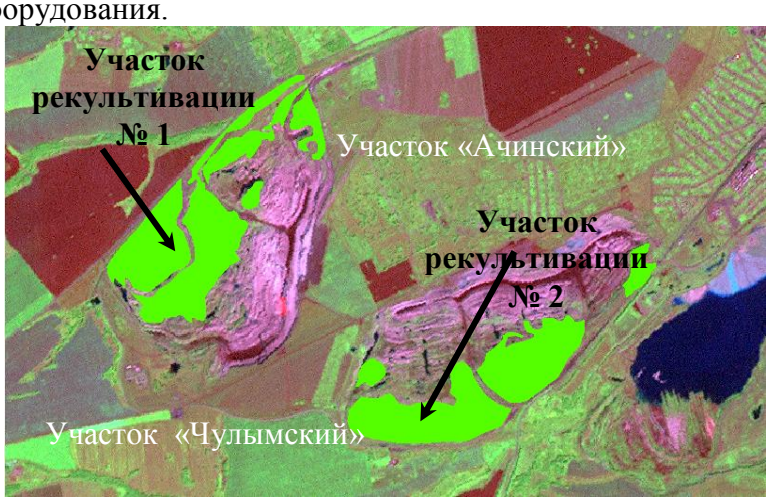



Рис. 1. Границы растительной экосистемы на внутренних отвалах разреза «Назаровский» по состоянию на 2001 г.

Анализ динамики формирования растительных экосистем на протяжении 10 лет показывает – заселение растительностью происходит с запозданием на 3-4 года с момента отсыпки породных отвалов (рис. 2). Причем мелкоскладчатая поверхность достаточно равномерно заселяется травянистой и кустарниковой растительностью без нанесения на ее поверхность почвенного слоя, поскольку в тело породных отвалов укладываются глины, песчаники, остатки почвенных слоев, т.е. потенциально плодородные горные породы.

Рис. 2. Границы растительной экосистемы на внутренних отвалах разреза «Назаровский» по состоянию на 2010 г.

В целом динамика формирования наземных экосистем положительная, что подтверждается результатами расчетов, представленными в таблице.

Таблица

Площадь растительного покрова на «Назаровском» разрезе

| Год | Травянистая растительность, га | Кустарниковая растительность, га |
|---|---|---|
| 2001 | 580,2 | - |
| 2010 | 1177,8 | 23,4 |

На разрезе «Назаровский» породные отвалы отсыпают с 1950 г. В настоящее время западная часть месторождения отрабатывается двумя участками, которые в перспективе должны сомкнуться в один карьер. В восточной части месторождения на отработанной его части сформирован горнопромышленный ландшафт. На месте отработанного угольного пласта размещены внутренние отвалы вскрышных пород (рис. 3).

Рис. 3. Фрагмент горнопромышленного ландшафта, формирующегося при участии водной эрозии, на отработанном поле Назаровского угольного месторождения

На отработанной части месторождения сформирован горнопромышленный ландшафт, состоящий из следующих элементов рельефа. Нерабочий борт карьера (вскрышные и добычные уступы в конечном положении) засыпан инертной подушкой из вскрышных пород с углом откоса до $30^0$. Откос последней отвальной заходки внутреннего отвала сочленяется в плане с откосом насыпи над угольным пластом. В результате образуется локальное понижение рельефа, в котором скапливаются талые и дождевые воды. Последние при их концентрации представляют собой водные потоки, размывающие откосы техногенного рельефа.

На территории старовозрастных породных отвалов широко распространены как начальные эрозионные формы в виде промоин (рытвин), приуроченные к откосам незадернованных склонов отвалов, так и активно формирующиеся овраги. В плане овраги имеют линейную форму на откосах и извилистую форму – на поверхности отвалов. Генеральный продольный профиль их соответствует направлению и форме склона, на котором они развиты. Водная эрозия формирует поверхность инертной породной насыпи над угольным пластом в виде многочисленных водопропускных канав переменным сечением. Комбинация канав имеет в плане вид сетки. Поскольку воздействие эрозии постоянное во времени, то и растительность в этом секторе полностью отсутствует.

В этой части горизонтальные поверхности участков внутренних отвалов спланированы на разных высотных отметках, поэтому образовываются каскадные водотоки, которые переливаются с более высоких горизонтальных участков на менее низкие. Всего на территории горнопромышленного ландшафта, созданного в период добычи угля с 1970 по 1995 гг. в ходе проявления водной эрозии образованы 21 овраг, формирующий вторичный рельеф и более 100 водопропускных мелких канав, принимающие участие в трансформации рельефа.

Таким образом, в развитии наземных экосистем на породных отвалах угольных разрезов КАТЭКа наблюдается некоторое запаздывание по времени, но в целом картина экологически приемлемая. Вместе с тем отмечается то, что идеально спланированные поверхности участков внутренних отвалов на разных высотных отметках способствуют формированию каскадных водотоков талых и дождевых осадков. Это приводит к выносу из тела отвала и переотложению горных пород, что в конечном итоге способствует интенсивному разрушению целостности рельефа рекультивированных горнопромышленных ландшафтов. По нашему мнению, необходим пересмотр ГОСТов на рекультивацию земель, проектирование горных работ по которым не способствует охране окружающей среды, а наоборот косвенно и прямо приводит к ухудшению экологической обстановки в районах с добычей угля открытым способом.

УДК 662.8

# РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ СЖИГАНИЯ ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ТЕПЛОВОЙ ЭНЕРГИИ

***к.т.н. Багрянцев В.И., Бровченко С.А., Рыбушкин А.А.,***
***д.т.н. Темлянцев М.В., Казимиров С.А.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация:*** представлены результаты разработки агрегата и технологии сжигания отходов углеобогащения для получения тепловой энергии, проведены исследования по сжиганию топливных смесей с различными теплотехническими характеристиками, показана возможность сжигания высокозольных отходов углеобогащения с использованием вихревых технологий.

***Ключевые слова:*** отходы углеобогащения, технологии сжигания, теплоэнергетические агрегаты.

В настоящее время в мире доля производства электроэнергии на основе сжигания углей составляет порядка 41 % и имеет тенденцию к увеличению к 2030 г. до 44 %. В России этот показатель составляет всего 20 %.

Кузбасс является одним из основных угледобывающих регионов страны. В настоящее время в Кузбассе накоплено около 3 млрд. т твердых техногенных и бытовых отходов, основной объем которых составляют отходы обогащения угля. Такие значительные объемы именно этих видов отходов связаны с тем, что при реализации действующих на углеобогатительных фабриках технологий в отходах углеобогащения содержание угля может достигать 25 % и более. Большинство имеющихся отходов углеобогащения можно охарактеризовать как высокозольные, окисленные, повышенной влажности, мелкодисперсные. В силу невысокой удельной теплоты сгорания и низкой газопроницаемости угольные отходы такого рода не пригодны для сжигания традиционным способом, например в топках слоевого сжигания. И как следствие такие отходы направляются в отвалы, образуют отчуждение больших полезных территорий для хранения твердых отходов и под санитарно-защитные зоны угледобывающих предприятий [1].

Многократные попытки ученых разработать на основе отходов углеобогащения новые виды топлива шли в основном по пути окомкования (создания топливных гранул) или брикетирования (создания топливных брикетов) дисперсных материалов. В обоих случаях получаемое топливо ориентировано на сжигание в топках с плотным слоем, которые имеют ряд существенных недостатков: относительно высокий химический и физический недожег, значительные выбросы в атмосферу вредных веществ и др. При окомковании и брикетировании решающую роль играет выбор связующего и технологии, определяющих стоимость и прочностные характеристики получаемого топлива. С теплотехнической точки зрения окомкование и брикетирование по отношению к мелкодисперсному сжиганию являются нежелательными процессами, поскольку, консолидируя дисперсное топливо, они уменьшают его поверхность реагирования, соответственно снижают интенсивность процессов теплогенерации [1].

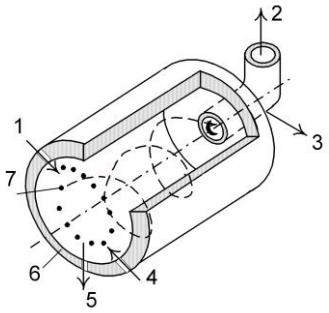
Сжигание дисперсного топлива в кипящем слое, открытом факеле или приготовление на его основе водоугольных суспензий значительно усложняет и удорожает конструкцию котельного агрегата или требует соответствующей топливоподготовки [2], что снижает привлекательность отходов углеобогащения как относительно распространенного и дешевого вида топлива.

В связи с этим в Сибирском государственном индустриальном университете проведены исследования по разработке тепловой установки, работающей на принципах вихре-

вых процессов, и технологии эффективного сжигания дисперсных отходов углеобогащения [2].

Поскольку теплотворная способность отходов углеобогащения значительно ниже, чем у традиционных видов топлива, в тепловой установке процессы сжигания, генерации тепла и нагрева теплоносителя разделены: сжигание реализовано в отдельной топке, теплообменник вынесен за пределы топочного объема как самостоятельный агрегат. В пользу такого решения служит то обстоятельство, что значительная часть отходов углеобогащения имеет высокое содержание золы, доходящее в некоторых случаях до 40 %. В связи с этим теплообменная часть агрегата должна быть приспособлена к большим потокам (расходам) твердого материала. Здесь же конструктивно решается вопрос улавливания золы, которая находится в пылевидном состоянии.

Конструкция разработанной цилиндрической вихревой топки (подобной [3]) схематично представлена на рис. 1.




*1* – подача дисперсного топлива шнековым питателем; *2* – отбор продуктов сгорания и подача в теплообменный аппарат; *3* – удаление золы мелкой фракции; *4* – подача вентиляторного воздуха; *5* – удаление золы крупной фракции; *6* – огнеупорная футеровка; *7* – траектория движения частиц топлива и золы

Рис.1. Конструкция разработанной топки (половина сечения)

В торцевой стенке топки в нижней части выполнено окно для розжига и удаления золы. Дисперсное топливо подается в топку шнековым питателем. Регулирование его расхода выполняется при помощи частотного преобразователя. Диапазон изменения частоты 10 – 50 Гц.

Топка является одним из основных элементов экспериментальной теплогенерирующей установки для сжигания отходов углеобогащения, схема которой показана на рис. 2 [1].

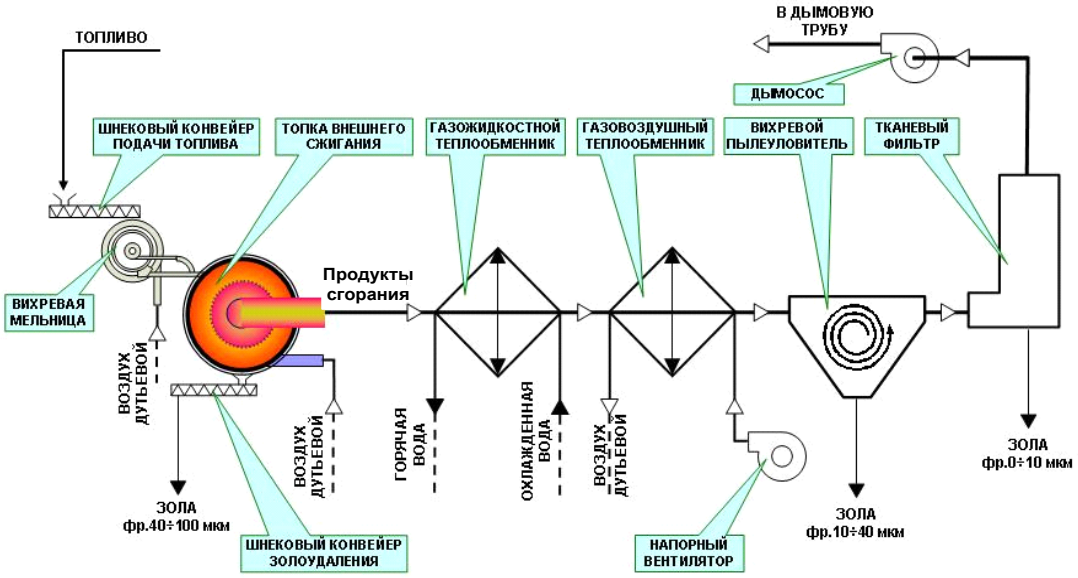



Рис. 2. Схема экспериментальной установки сжигания некондиционного топлива в вихревой топке

Для отработки технологии, режимов и параметров сжигания различных видов топлива в созданном агрегате проведены серии экспериментов. Методика проведения экспериментов представлена в работе [2]. В качестве окислителя использовали атмосферный воздух, который подается в топку вентилятором высокого давления. Проведена серия экспериментов по сжиганию в вихревой топке мощностью 0,8 МВт углей марки «Д», топлив с различной зольностью, в которых использовали смеси угля и золы-уноса котельной, угля (промпродукта) обогатительной фабрики ЦОФ Сибирь с зольностью 40 % и шлама. При сжигании угля марки «Д» его предварительно отсеивали от крупных кусков на сите 10 и 20 мм. Низшая теплота сгорания $Q_н^р$ угля составляла 23430 кДж/кг, зольность 18 %.

При исследовании горения угля с различной зольностью в него в разных пропорциях добавляли золу-унос котельной насыпной плотностью 440 кг/м$^3$ и зольностью 70,4 %. Теплота сгорания золы-уноса, используемой в экспериментах, составляла 10045 кДж/кг. Характеристики исследуемых смесей представлены в табл. [2].

Таблица

Характеристики исследуемых топливных смесей

| Характеристика смеси | Значение характеристики при объемном соотношении угля и золы | | | |
|---|---|---|---|---|
| | 1/1 | 1/1,5 | 1/3 | 1/4 |
| Теплотворная способность, кДж/кг | 20210 | 18940 | 18000 | 16610 |
| Зольность, % | 30 | 35 | 39 | 44 |
| Плотность, кг/м$^3$ | 820 | 744 | 693 | 630 |
| Содержание летучих, % | 32,0 | 28,2 | 25,2 | 20,8 |

Сжигание угля с подмешанной золой проводили при температуре 1180 – 1200 °С. При сжигании смеси на выходе из топки наблюдали повышенный вынос золы мелкой фракции.

Проведенная серия экспериментов показала, что при сжигании топлива с соотношением угля к золе 1/1 – 1/3 топка работает устойчиво, температура рабочего пространства и дымовых газов поддерживается на достаточно высоком уровне. При соотношении 1/4 температура в топке быстро снижалась. В связи с этим приходилось принимать дополнительные меры для вывода топки на рабочий режим. Для такого количества золы в топливе необходимо большее содержание летучих компонентов в топливе.

Установлено, что процесс подачи угля шнеком протекает устойчиво при влажности $W$ менее 15 %. Оптимальная влажность угля для винтового шнека составляет 10 – 12 %. Если $W > 15$ %, то для стабильной работы шнекового питателя в уголь необходимо подавать опилки или сухую пылевидную золу в количестве не более 5 % по массе.

Зола, взятая из топки при сжигании угля, содержит не более 0,5 – 1,0 % углерода, при сжигании высокозольного топлива – около 3 %. Образующаяся в процессе сжигания зола может являться сырьем для производства строительных материалов, в частности заполнителем для бетонов. Визуально дисперсные частицы золы имеют серовато-желтый цвет. Недогоревшее топливо в виде сажи отсутствует полностью. Уносимая из топки продуктами сгорания зола надежно улавливается пылеулавливающей установкой.

В серии экспериментов использовали уголь (промпродукт) обогатительной фабрики ЦОФ Сибирь. Размер кусков составлял от нуля до 13 мм. Характеристики топлива: $W = 5$ %, $Q_в^р = 32845$ кДж/кг, $Q_н^р = 19875$ кДж/кг.

В первой серии экспериментов сжигание производили без подготовки промпродукта, при этом температура в топке не поднималась выше 780 °С. В дальнейших экспериментах топку сначала разогревали до 1100 – 1200 °С, а затем подавали уголь. При этом температура топки сначала снижалась до 1000 °С, а затем увеличивалась и достигла 1500 °С. Снижение температуры топки осуществляли за счет увеличения расхода воздуха. Далее поддерживали режим горения при температуре примерно 1100 °С. Сжигание проводи-

ли в течение двух часов. Далее наблюдали переход топки в неустойчивый режим работы, обусловленный чрезмерным накоплением золы в рабочем пространстве. После очистки рабочего пространства топки от золы подачу топлива возобновили, однако была достигнута температура только 1000 °С, которая удерживалась в течение длительного времени. В результате проведенных экспериментов было установлено, что для обеспечения устойчивого горения используемого топлива необходимо поддержание температур в топке на уровне не менее 1000 – 1100 °С.

Во второй серии экспериментов уголь дробили до фракции 5 мм на щековой дробилке. Разогрев топки производили на обычном угле, затем подавался промпродукт, температура топки поднималась до 1100 °С. Продолжительность эксперимента составляла 2 ч. Установлено, что устойчивое горение протекает при расходе угля примерно 75 кг/ч, расходе воздуха 1300 $м^3$/ч, при этом температура топочного газа равна 1280 – 1300 °С. Горение ухудшается при накоплении значительного количества золы. Проведенные эксперименты подтвердили пригодность промпродукта для использования его в качестве топлива для топок вихревого типа.

В экспериментах по сжиганию шлама его влажность путем частичной сушки была снижена примерно до 10 %, зольность находилась на уровне 40 – 45 %, теплотворная способность менялась от 9460 до 16990 кДж/кг. Топка показала устойчивую работу до тех пор, пока на закручивающем устройстве не начинает плавиться зола. При таком режиме работы золу необходимо удалять каждый час. При плавлении золы параметры закручивающего потока сильно меняются, снижается тепловая мощность установки. Сжигание шлама с зольностью 40 – 45 % и влажностью до 10 % при высоком содержании летучих компонентов проходит устойчиво, но приходится довольно часто освобождать топку от спекшейся золы. Зола конвективного уноса в виде мелкой пыли сразу попадает в объем камеры горения и тормозит процесс горения. Зола, находящаяся в зоне горения угля, тормозит процесс горения в меньшей степени.

Разработанный агрегат и технология сжигания отходов углеобогащения имеют широкую область применения и представляют практический интерес для муниципалитетов, на территории которых находятся предприятия, обеспечивающие население теплом и электроэнергией, миниТЭС и миниТЭЦ, угольных котельных административных территорий, промышленных предприятий, военных городков Министерства обороны РФ, МВД РФ, МинЧАЭС, учреждений социальной сферы, сельского хозяйства, фермерских хозяйств, а также зарубежных заказчиков.

***Выводы.*** Разработана конструкция топки вихревого типа и технология эффективного сжигания во вращающемся потоке воздуха твердого дисперсного топлива с высокими зольностью и влажностью.

*Работа выполнена согласно заданию №2014/213 на выполнение государственных работ в сфере научной деятельности в рамках базовой части государственного задания Минобрнауки России*

## Список литературы

1. Багрянцев В.И., Казимиров С.А., Куценко А.И., Подольский А.П., Рыбушкин А.А., Темлянцев М.В. Практика и перспективы использования твердых углеродсодержащих отходов в качестве топлива для теплоэнергетических агрегатов // Вестник СибГИУ, 2013. №3. С. 33 – 38.

2. Багрянцев В.И., Бровченко С.А., Подольский А.П., Рыбушкин А.А., Темлянцев М.В., Казимиров С.А. Разработка агрегата и технологии для эффективного сжигания дисперсных отходов углеобогащения во вращающемся потоке воздуха // Вестник СибГИУ, 2013. №4. С. 36 – 41.

3. РФ. Патент на полезную модель № 51172. Топка / Багрянцев В.И., Бровченко С.А., Дорн В.И., Лайгер А.Г. 2006 г.

УДК 622.822.22

# ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЯВЛЕНИЯ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОЙ ЭМАНАЦИИ ИНДИКАТОРНЫХ ГАЗОВ ПРИ ПРОГНОЗИРОВАНИИ САМОВОЗГОРАНИЯ УГЛЯ

***д.т.н. Домрачев А.Н., к.т.н. Криволапов В.Г., д.т.н. Палеев Д.Ю., Липатин В.И.***
***Новокузнецкий филиал ФГБУ Всероссийский научно-исследовательский институт противопожарной обороны МЧС России***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** В данной статье рассматривается возможность использования явления, известного как низкотемпературная эманация индикаторных газов для обнаружения самовозгорания угля на ранней стадии. Выполненный анализ проявлений низкотемпературной эманации на шахтах юга Кузбасса позволил обосновать использование системы коэффициентов пожарных газов для определения температуры угля и опасности возникновения подземного пожара.

***Ключевые слова:*** самовозгорание угля, индикаторные газы, подземные пожары, низкотемпературная эманация, бинарные индикаторы, пробы шахтного воздуха.

Низкотемпературная эманация характеризуется как комплекс явлений, связанный с выделением индикаторных газов при температуре до 90 – 100 $^{o}$C неустановленного генезиса, причем данное определение является безотносительным к конечным результатам процесса – т.е. рассматривается независимо от возникновения или не возникновения эндогенного пожара.

Важной задачей является выявление максимально полного перечня возможных причин низкотемпературной эманации индикаторных газов и методов классификации проявлений такой эманации как случайных или ведущих к развитию самовозгорания угля.

Согласно общепринятой точке зрения, устойчивое нарастание концентрации индикаторных газов над фоновыми значениями свидетельствует о наличии процесса самовозгорания или очага горения. Однако в практике наблюдений отмечались существенные колебания концентрации индикаторных газов (рост концентрации CO вплоть до 0,01 % и др.) без повышения температуры и других проявлений эндогенного пожара. Данные явления наблюдались на шахте «Талдинская-Западная» при отработке выемочного столба № 68-16 и при доработке запасов шахты «Байдаевская» по камерно-столбовой системе [1].

В зарубежной практике на шахте Spring Creek [2] даже отказались от использования содержания CO в качестве индикатора развития процессов самонагревания угля, так как была установлена устойчивая связь данного показателя с объемом выработанного пространства.

Анализируя полученные результаты, в [3] был сделан вывод, что обнаружение ранней стадии процесса самовозгорания по концентрации индикаторных газов затруднительно из-за их образования при низкотемпературном окислении и механическом разрушении угля. В [4] установлено, что при механическом воздействии происходит деструкция молекулярной структуры углей с высвобождением водорода и образованием фенольных гидроксилов. Наконец, согласно фенольной теории CO является одним из нормальных продуктов окисления углей воздухом не только при нагревании, но и при обыкновенной температуре [5].

В зарубежной практике при комплексной оценке трудно интерпретируемых результатов разделки проб воздуха распространенным является коэффициент RI, который определяется из выражения:

$$RI = \frac{1{,}01THC - CH_4}{THC + C} \cdot 1000, \qquad (1)$$

где $THC$ - общая концентрация углеводородов, ppm; $CH_4$ - содержание метана, ppm; $C$ - постоянная, принятая равной 0,01.

Величина RI в диапазоне 0 – 50 соответствует нормальной температуре, 50 – 100 указывает на возможность наличия источника нагревания, более 100 – идет нагрев [6,7]. Наряду с использованием такого рода коэффициентов в [8] рассмотрена возможность использования бинарных индикаторов:

C2H6/C3H8 – (этан/пропан) имеет тенденцию уменьшаться в интервале температур 140-300 оС. В случае если индикатор достигает значения 2,5 и ниже, это показывает на температуру 160-300 оС;

C2H6/C2H4 – (этан/этилен) имеет тенденцию к снижению в интервале температур 160 – 260 оС. Если индикатор достигает значения 2,0 и ниже, температура может быть оценена в интервале 220 – 260 оС;

C2H4/C3H6 – (этилен/пропилен). Если значение индикатора достигает единицы, температура самонагревания может достичь 300 оС.

В качестве исходных для обработки были представлены данные газоаналитических лабораторий Новокузнецкого, Кемеровского и Прокопьевского отдельных военизированных горноспасательных отрядов (ОВГСО) за период 2008 – 2012 гг. Классификация выявила следующие формы проявления низкотемпературной эманации индикаторных газов:

- превышение фона индикаторных газов при отсутствии в пробах CO;
- превышение фона индикаторных газов при отсутствии в пробах CO и $H_2$;
- превышение фона для всей или почти всей номенклатуры индикаторных газов, включая CO и $H_2$;
- превышение фона индикаторных газов при отсутствии в пробах $H_2$.

Количественные результаты классификации приведены в табл. 1 – 3.

Таблица 1

Классификация проявлений эманации индикаторных газов на шахтах Новокузнецка и Междуреченска

| Годы | Число превышений фона индикаторных газов в местах отбора проб | | | |
|---|---|---|---|---|
| | при отсутствии CO | при отсутствии CO и $H_2$ | по всем параметрам | при отсутствии $H_2$ |
| Новокузнецкий ОВГСО, шахты Новокузнецка | | | | |
| 2008 | 7 | 0 | 3 | 0 |
| 2009 | 3 | 0 | 1 | 2 |
| 2010 | 14 | 0 | 16 | 3 |
| 2011 | 9 | 0 | 27 | 19 |
| 2012 | 6 | 0 | 8 | 12 |
| Новокузнецкий ОВГСО, шахты Междуреченска | | | | |
| 2008 | 5 | 0 | 5 | 3 |
| 2009 | 4 | 1 | 4 | 9 |
| 2010 | 22 | 1 | 43 | 3 |
| 2011 | 9 | 0 | 30 | 3 |
| 2012 | 8 | 0 | 19 | 4 |

Для оценки частоты появления проб, свидетельствующих о развитии самонагревания угля, в общем количестве проб с признаками низкотемпературной эманации выполнена оценка на основе коэффициентов *RI* и $CO/CO_2$, результаты которой сведены в табл. 4 – 6.

Таблица 2

Классификация проявлений эманации индикаторных газов на шахтах Киселевска и Прокопьевска

| Годы | Число превышений фона индикаторных газов в местах отбора проб | | | |
|---|---|---|---|---|
| | при отсутствии CO | при отсутствии CO и $H_2$ | по всем параметрам | при отсутствии $H_2$ |
| 2008 | 3 | 2 | 40 | 39 |
| 2009 | 1 | 3 | 22 | 18 |
| 2010 | 4 | 1 | 39 | 40 |
| 2011 | 0 | 0 | 47 | 37 |
| 2012 | 2 | 0 | 36 | 12 |

Таблица 3

Классификация проявлений эманации индикаторных газов на шахтах Севера Кузбасса (Кемеровский ОВГСО)

| Годы | Число превышений фона индикаторных газов в местах отбора проб | | | |
|---|---|---|---|---|
| | при отсутствии CO | при отсутствии CO и $H_2$ | по всем параметрам | при отсутствии $H_2$ |
| 2008 | 0 | 8 | 4 | 3 |
| 2009 | 0 | 0 | 11 | 10 |
| 2010 | 0 | 0 | 7 | 3 |
| 2011 | 1 | 1 | 5 | 8 |
| 2012 | 0 | 0 | 19 | 10 |

Таблица 4

Частоты появления проб с признаками самонагревания угля на шахтах Байдаевского, Осиновского, Кондомского и Терсинского районов

| Год | Частоты по коэффициентам | |
|---|---|---|
| | *RI* (>50) | $CO/CO_2$ (>0,02) |
| 2008 | 0,1095 | 0,0000 |
| 2009 | 0,0125 | 0,0000 |
| 2010 | 0,0035 | 0,0000 |
| 2011 | 0,00095 | 0,0086 |
| 2012 | 0,0312 | 0,0000 |

Таблица 5

Частоты появления проб с признаками самонагревания угля на шахтах Томь-Усинского района

| Год | Частоты по коэффициентам | |
|---|---|---|
| | *RI* (>50) | $CO/CO_2$ (>0,02) |
| 2008 | 0,0 | 0,019 |
| 2009 | 0,0000 | 0,0000 |
| 2010 | 0,0073 | 0,024 |
| 2011 | 0,0021 | 0,0000 |
| 2012 | 0,0000 | 0,0061 |

Таким образом, использование относительных показателей (коэффициентов *RI* и $CO/CO_2$) указывает на невысокую долю проявлений низкотемпературной эманации, которые могут рассматриваться как указывающие на начало устойчивого самонагревания угля.

Для определения целесообразности использования коэффициентов $C_2H_6/C_3H_8$, $C_2H_6/C_2H_4$ и $C_2H_4/C_3H_6$ была выполнена оценка, результаты которой приведены в табл. 7.

Таблица 6

Частоты появления проб с признаками самонагревания угля на шахтах Прокопьевско-Киселевского района

| Год | Частоты по коэффициентам | |
|---|---|---|
| | *RI* (>50) | $CO/CO_2$ (>0,02) |
| 2008 | 0,0 | 0,029 |
| 2009 | 0,0 | 0,028 |
| 2010 | 0,0006 | 0,0046 |
| 2011 | 0,0032 | 0,0092 |

Таблица 7

Частота ошибок оценки температуры при использовании коэффициентов концентрации индикаторных газов $C_2H_6$, $C_2H_4$, $C_3H_6$

| Год | Частота ошибок коэффициентов | | |
|---|---|---|---|
| | $C_2H_6/C_3H_8$ | $C_2H_6/C_2H_4$ | $C_2H_4/C_3H_6$ |
| Данные Кемеровского ОВГСО | | | |
| 2011 | 0,0379 | 0,0000 | 0,0000 |
| 2012 | 0,0264 | 0,0035 | 0,01937 |
| Данные Новокузнецкого ОВГСО (шахты Междуреченска) | | | |
| 2011 | 0,00004 | 0,0393 | 0,0171 |
| 2012 | **0,1747** | 0,0022 | 0,0557 |
| Данные Новокузнецкого ОВГСО (шахты Новокузнецка и Осинников) | | | |
| 2011 | 0,0487 | 0,0477 | 0,0639 |
| 2012 | 0,0560 | 0,0042 | **0,3589** |
| Данные Прокопьевского ОВГСО | | | |
| 2011 | 0,0349 | 0,0051 | 0,0335 |
| 2012 | 0,0212 | 0,0039 | 0,0039 |

В качестве некорректных рассматривались значения коэффициентов, не подтвержденные *RI* и $CO/CO_2$, наличием или отсутствием в пробах CO и $H_2$, а также развитием ситуации на потенциально пожароопасном участке. Для оценки температуры в интервале до 150 $^oC$ использовались следующие значения коэффициента $CO/CO_2$ (табл. 8).

Таблица 8

Значения коэффициента $CO/CO_2$ при различных температурах

| Температура, $^oC$ | Норма | >60 | 60-80 | 80-100 | 100-150 |
|---|---|---|---|---|---|
| $CO/CO_2$ | 0,02 | 0,05 | 0,10 | 0,15 | 0,35 |

На основании вышеизложенного предлагается следующая последовательность оценки источника и потенциальных последствий эманации индикаторных газов (рис. 1).

***На первом этапе*** необходимо выполнить идентификацию пробы как отражающей процесс низкотемпературной эманации индикаторных газов. В простейшем случае наличие эманации устанавливается по превышению одним или несколькими индикаторными газами фоновых концентраций.

***На втором этапе*** при наличии в пробах CO температура может быть оценена по соотношению $CO/CO_2$, в противном случае - через суммарную концентрацию углеводородов $THC = \sum C_n H_m$ с помощью коэффициента *RI*.

***Третий этап*** реализуется при наличии указаний на то, что эманация индикаторных газов близка к выходу из низкотемпературной стадии или вышла из нее. В этом случае рекомендуется использовать двойной контроль по значениям коэффициентов $CO/CO_2$ и $C_2H_6/C_3H_8$.

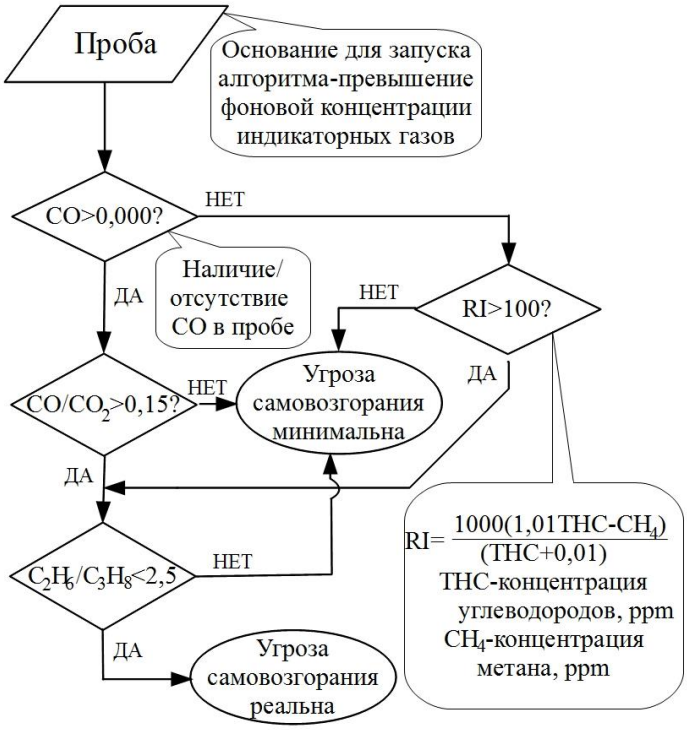



Рис. 1. Алгоритм оценки источника и потенциальных последствий эманации индикаторных газов

## Список литературы

1. Портола В.А. Обнаружение ранней стадии самовозгорания угля в шахтах: монография/ В.А. Портола, С.Н. Лабукин. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2011. – 133 с.

2. B. Beamish, R. Hughes Comparison of Laboratory Bulk Coal Spontaneous Combustion Testing and Site Experience - A Case Study From Spring Creek Mine Coal 2009: Coal Operators Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2009, 287-295.

3. Портола В.А. Обнаружение процессов самовозгорания угля по изменению теплофизических параметров воздуха // Конкурс: «Обеспечение промышленной и экологической безопасности на взрывоопасных и химически опасных производственных объектах». – Томск, ГОУ ВПО «Юргинский технологический институт (филиал) Томского политехнического университета», 2012 - 28 с.

4. Хренкова Т.М. Исследование продуктов механодеструкции газового угля, применяемого в процессе гидрогенизации. / Хренкова Т.М., Голденко Н.Л. // Химия твердого топлива. – 1978. - №5. с. 43 – 44.

5. Тронов Б.В. О механизме окисления каменного угля кислородом воздуха. /Известия Томского индустриального университета имени С.М.Кирова, Том 60 выпуск III, С.11-36.

6. Technical Reference for Spontaneous Combustion Management Guideline Mine Safety Operations Branch Industry and Investment NSW – 2011. – 111 с.

7. Cem ŞENSÖĞÜT SPONTANEOUS COMBUSTION RELATED FIRE RATIOS Journal of Engineering Sciences, 1999. - №5 (1). - P.1009-1014

8. Alois ADAMUS, Jindřich ŠANCER BINARY INDICATORS OF THERMAL OXIDATION OF OSTRAVA-KARVINÁ DISTRICT COAL Sborník vědeckých prací Vysoké školy báňské – Technické univerzity Ostrava Řada hornicko-geologická Volume LI (2005), No.2 , p. 1-8, ISSN 0474-8476.

УДК 622.8: 622.4: 004.65: 681.3

# ИНФОРМАЦИОННО-СПРАВОЧНАЯ СИСТЕМА НОРМАТИВНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ, МЕТОДИЧЕСКОЙ И УЧЕБНОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ ДЛЯ ГОРНОСПАСАТЕЛЕЙ

***к.т.н. Говорухин Ю.М., Липатин В.И.***
***Новокузнецкий филиал ФГБУ Всероссийский научно-исследовательский институт противопожарной обороны МЧС России***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Проведена ревизия и систематизация существующих в настоящее время нормативно-технических и методических документов, регламентирующих ведение аварийно-спасательных работ на объектах ведения горных работ, а также учебно-справочных материалов. Составлен реестр документов и разработана пополняемая база данных, которая позволяет оперативно получать нормативно-техническую и справочную информацию по мере необходимости.

***Ключевые слова:*** горноспасательное дело, нормативно-технические документы, программные комплексы, реестр документов, база данных.

Деятельность горноспасателей регламентируется большим количеством нормативно-технических документов, к которым, наряду с другими справочными источниками, зачастую приходится экстренно обращаться группе инженерного обеспечения аварийно-спасательных работ при ликвидации аварий.

Существующее информационное обеспечение в сфере горноспасательных работ практически не систематизировано, отсутствует единый постоянно обновляемый реестр нормативно-технической и дополнительной справочной информации, а также до конца не решён вопрос о массовом переводе актуальных материалов в электронную форму. Некоторые из документов выпущены ещё в 1970 – 90 гг. и не соответствуют требованиям Основного и Федерального законодательства Российской Федерации, а также уровню современного горного оборудования и технологическим схемам ведения горных работ.

Таким образом, с целью оперативного обеспечения горноспасателей необходимой и достоверной информацией, актуальной задачей является разработка и внедрение специализированной базы данных (БД) – Информационно-справочной системы нормативно-технической, методической и учебной документации (ИСС ВГСЧ), предметную область которой составляют следующие объекты:

- федеральные законы, указы, постановления, нормативно-технические и методические документы, регламентирующие ведение аварийно-спасательных работ на объектах ведения горных работ;
- учебно-справочные материалы по горноспасательному делу;
- программные комплексы, позволяющие решать определённые задачи;
- URL-адреса web-сайтов с дополнительными сведениями.

На учебно-справочную литературу и программные комплексы распространяются соответствующие Федеральные законы в области охраны авторских и смежных прав. В связи с этим при разработке БД выделены дополнительно реквизиты издательства, организации-разработчика и выходных сведений печатной продукции (программного комплекса). Это необходимо в целях возможности приобретения издания (программы), скачивания с web-ресурса демонстрационной версии приложения, либо поиска конкретного печатного издания в централизованных библиотечных системах.

Проектирование БД включает следующие этапы [1-3]:

- концептуальное (инфологическое) проектирование – выбор модели организации данных и построение формализованной модели предметной области, будущей БД;

- логическое (даталогическое) проектирование – выбор подходящей системы управления базами данных (СУБД) и отображение полученной концептуальной модели в детализированную модель данных, применяемой в СУБД;

- физическое проектирование – решение задачи способа организации БД в среде хранения выбранной СУБД и методов доступа к данным.

На первом этапе проектирования принята реляционная модель организации данных, основанная на математическом аппарате теории множеств. Это позволяет сократить избыточность и дублирование данных, а, следовательно, избегать нарушений целостности БД, проблем с хранением информации, различными способами собирать и организовывать данные, хранящиеся в таблицах.

По результатам анализа предметной области разработана её концептуальная модель – модель «сущность-связь» (ER-модель), которая базируется на анализе информационных потребностей потенциальных пользователей БД и является объединением их представлений [1-5]. На рис. 1 приведена ER-диаграмма разработанной системы, основными конструктивными элементами которой являются сущности, связи между ними, идентификаторы (ключи) и свойства (атрибуты). Сущности представлены в виде прямоугольников, содержащих их имя. Связи между ними изображены в виде ромба и линий. В эллипсах отображены атрибуты сущностей, с которыми они связаны посредством линий. Ключевые атрибуты подчёркнуты. Принятая ER-модель обеспечивает эффективное использование и возможность своевременного корректного обновления хранящихся данных, а в случае необходимости – быструю адаптацию структуры БД к изменившейся номенклатуре информационного обеспечения.

Перечень видов выпускаемой учебно-справочной литературы и нормативно-технических документов регламентируется ГОСТ 7.60-90 [6], а также «Положением о порядке разработки руководящих документов Федеральной службы по экологическому и атомному надзору» [7]. Таким образом, согласно [6, 7], в БД выделены следующие виды объектов, к которым могут быть отнесены хранящиеся записи: официальное издание, научное издание, производственно-практическое издание, учебное издание, справочное издание, прочий объект (программный комплекс, web-сайт).

Для оперативного извлечения необходимой информации из БД предусмотрен поиск по рубрикатору, для чего выделены сущности «Тематическая рубрика» и «Раздел тематической рубрики». Перечень рубрик включает в себя следующие наименования: вентиляция, управление газовыделением, аварийно-спасательные работы, пожары, взрывы и прочие аварии.

В дальнейшем выполнен переход от ER-диаграммы к отношениям, приведённым к 3-й нормальной форме (3НФ). Нахождение отношений в 3НФ является достаточным условием для продолжения проектирования БД.

В ходе второго и третьего этапов проектирования по результатам анализа для создания и ведения БД выбрана СУБД Microsoft Access, которая проста в эксплуатации и предоставляет возможность быстрой реализации проектных решений, а также [4, 5]:

- Access поддерживает значительную часть стандарта языка SQL, а также стандарт Microsoft ODBC, обеспечивающий общий интерфейс для доступа к разнотипным БД SQL, таким как Informix и Oracle;

- пользователь взаимодействует с СУБД Microsoft Access, разрабатывает БД и настраивает приложение, используя таблицы, запросы, формы, отчёты, макросы (макроязык Microsoft Access) и модули на языке VBA;

- СУБД Access может использоваться как автономная система на одном персональном компьютере или как многопользовательская система в сети;

- используемые типы данных (текстовый, поле MEMO, числовой, дата/время, денежный, счётчик, логический, поле объекта OLE, гиперссылка, вложение, мастер подстановок), поддерживаются (с небольшими отличиями) во многих других СУБД.

Отличительной особенностью, выбранной СУБД является то, что программа не имеет возможности создавать исполняемые файлы (exe-файлы), т.е. для работы с БД нужна программа Access. Для исключения этого недостатка и распространения БД конечным пользователям, на компьютерах которых не установлен данный коммерческий продукт компании Microsoft, может использоваться бесплатно-распространяемая программа Access Runtime [8]. Она включена в пакет установщика (msi-файл) и инсталлируется при распаковке продукта.

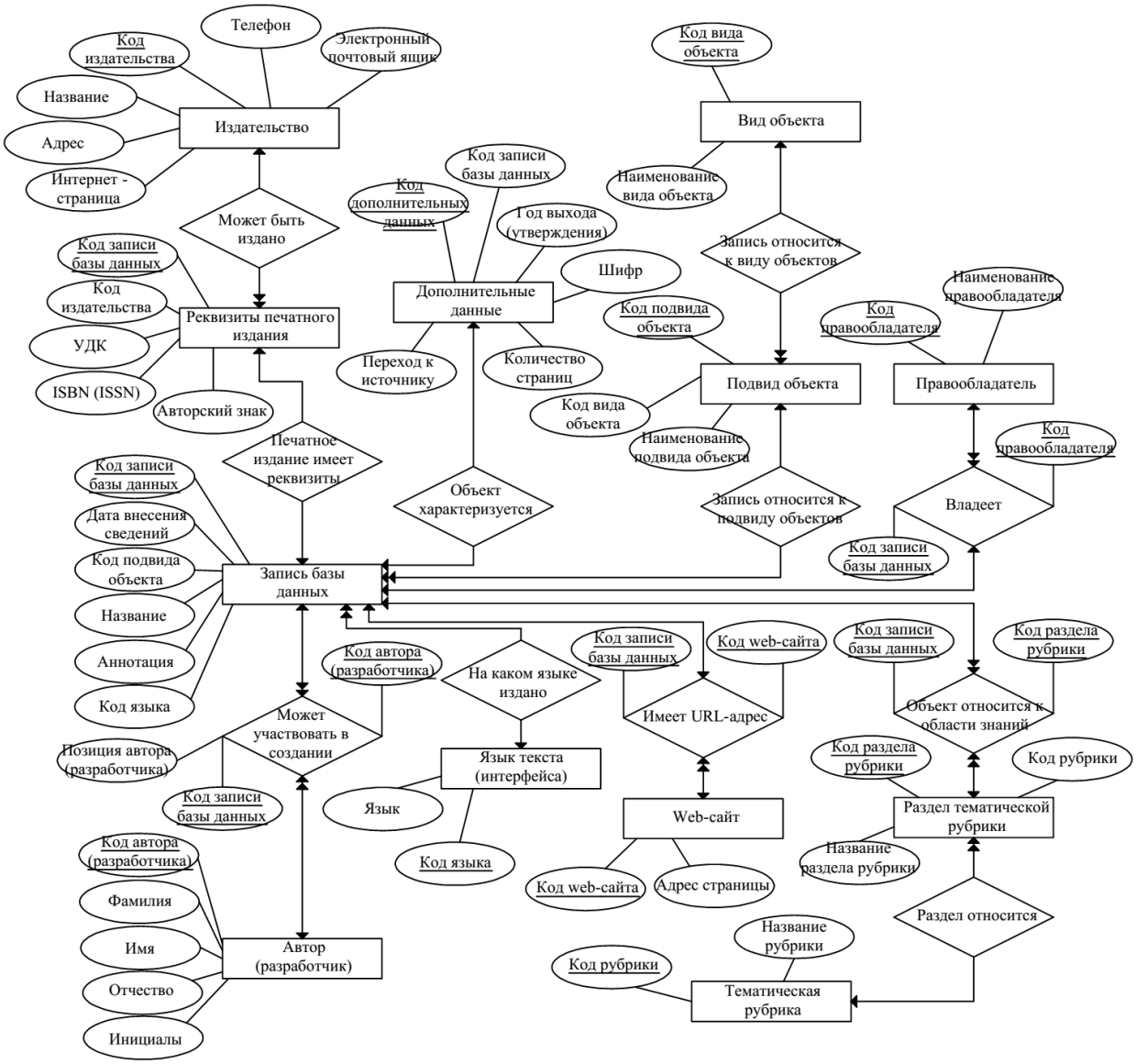



Рис. 1. ER-диаграмма предметной области, разработанной БД

Таким образом, использование СУБД Microsoft Access обеспечит массовую поддержку БД структурами ВГСЧ и прочими заинтересованными организациями.

Для хранения электронных версий документов в БД принято решение унифицировать тип файлов, для чего принят межплатформенный формат Portable Document Format (*.pdf), получивший широкое распространение в электронном документообороте, вследствие того, что:

- для просмотра документов разработано множество различных бесплатно-распространяемых программных продуктов, таких как Adobe Acrobat Reader, Foxit Reader и пр.;

- в pdf-файлах внедрена система безопасности с проверкой подлинности (электронные подписи, пароли);

- документы отображаются единообразно на различных системах и устройствах при чтении и печати;

- существует расширение для Microsoft Word, позволяющее опубликовывать документы в данном формате, в целях сохранения структуры и стилевого оформления документа.

Также БД разделена на две взаимосвязанных между собой части:

- приложение, позволяющее обрабатывать хранимые данные об объектах, составляющих предметную область, а также осуществлять по ним поиск;

- «хранилища» нормативно-технических документов и учебно-справочных материалов по горноспасательному делу.

Таблицы в СУБД Microsoft Access строятся на основе нормализованных отношений; каждое выделенное отношение при построении логической структуры заменено таблицей, а атрибуты – полями.

Взаимодействие конечного пользователя с ИСС ВГСЧ осуществляется через диалоговые окна, которые обеспечивают удобный интерфейс и логику его работы, отражают функционал приложения, значительно облегчают администрирование БД, поиск и просмотр записей (рис. 2, 3).

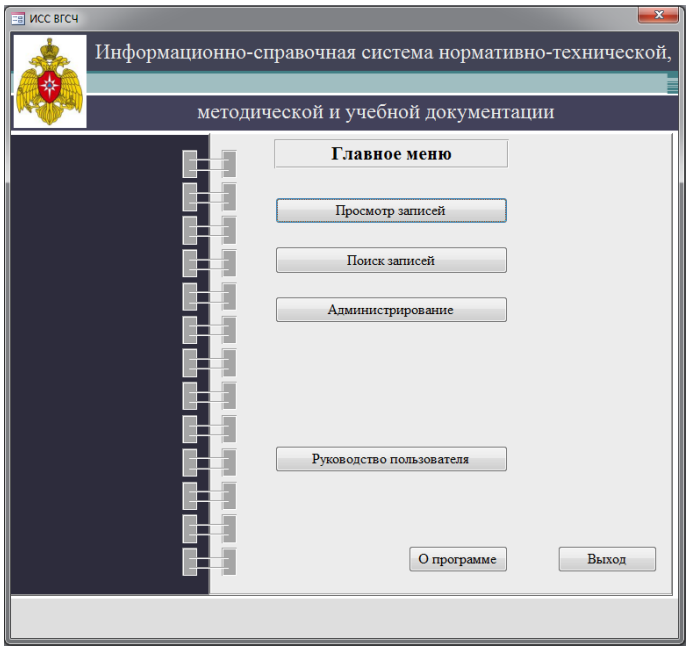



Рис. 2 . Окно главного меню БД – ИСС ВГСЧ

Для повышения производительности процесса выборки данных за счёт оптимизации количества дисковых операций ввода-вывода при доступе к БД принято решение проиндексировать поля, по которым будет осуществляться поиск. Также в целях обеспечения целостности БД на схеме данных реализована возможность каскадирования связанных полей и записей (каскадное обновление связанных полей и каскадное удаление связанных записей).

Представление хранящихся в БД записей в виде, удобном для отображения в диалоговом окне при работе приложения, а также удаление, добавление и обновление данных в СУБД Microsoft Access осуществлено через SQL-запросы, а также посредством языка программирования VBA [4, 5, 9-11]. Запросы основаны на таблицах и установленных между ними связях. Запросы на изменение данных активизируются в интерфейсной части. Соответствующие значения берутся со свободных полей ввода/редактирования в окне, что позволяет сохранять целостность БД в случае непредвиденного прекращения работы приложения.

Разработанная БД является локальной и поставляется конечному пользователю на электронном носителе в виде пакета установщика Windows.

В целом ИСС ВГСЧ позволяет систематизировать нормативно-техническую и справочную информацию по ведению аварийно-спасательных работ на объектах ведения горных работ и оперативно получать её по мере необходимости.

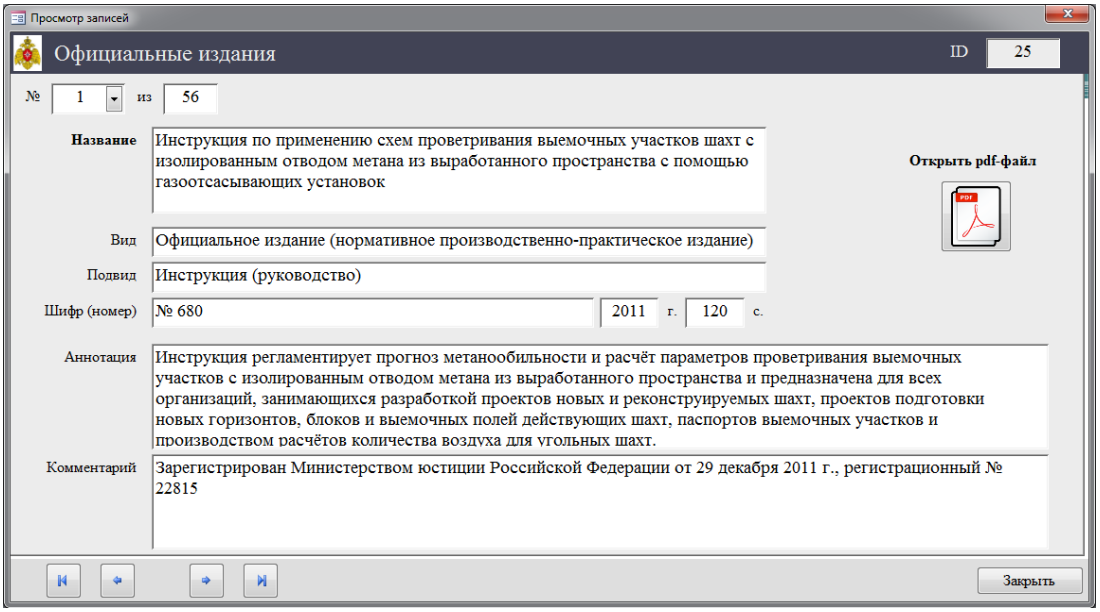



Рис. 3. Окно для просмотра записей официальных изданий

## Список литературы

1. Дейт К.Дж. Введение в системы баз данных / К.Дж. Дейт. – 8-е изд.: Пер. с англ. – М.: Издательский дом «Вильямс», 2005. – 1328 с.

2. Диго С.М. Базы данных. Проектирование и создание: Учебно-методический комплекс / С.М. Диго – М.: Изд. центр ЕАОИ, 2008. – 171 с.

3. Власовец А.М. Основы проектирования баз данных реляционных СУБД: Учебное пособие / А.М. Власовец – СПб.: Изд-во СПбГУЭФ, 2001. – 144 с.

4. Кошелев В.Е. Базы данных в Access 2007 / В.Е. Кошелев – М.: ООО «Бином-Пресс», 2009. – 592 с.

5. Конноли Т. Базы данных. Проектирование, реализация и сопровождение. Теория и практика / Т. Конноли, К. Бегг. – 3-е изд.: Пер. с англ. – М.: Издательский дом «Вильямс», 2003. – 1440 с.

6. ГОСТ 7.60-90. Издания. Основные виды. Термины и определения. – Введ. 01.01.91. – М.: Государственный комитет СССР по печати, 1990. – 44 с.

7. Положение о порядке разработки руководящих документов федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору (РД-03-12-2005), в ред. Изменения № 1, утверждённо Приказом Ростехнадзора от 14.08.2007 № 567

8. Введение в использование Access 2007 Developer Extensions и Access 2007 Runtime [Электронный ресурс]. – Режим доступа:
http://office.microsoft.com/ru-ru/access-help/HA010218868.aspx. – Загл. с экрана.

9. Бьюли А. Изучаем SQL / А. Бьюли. – Перевод с англ. – СПб.: Символ-Плюс, 2007. – 312 с.

10. Михеев Р. VBA и программирование в MS Office для пользователей / Р. Михеев – М.: BHV, 2006. – 361 с.

11. Слепцова Л.Д. Программирование на VBA в Microsoft Office 2010 / Л.Д. Слепцова – М.: Издательский дом «Вильямс», 2010. – 432 с.

УДК 553.982

# КЛАССИФИКАЦИЯ ТРУДНОИЗВЛЕКАЕМЫХ НЕФТЕЙ И АНАЛИЗ ОСОБЕННОСТЕЙ ИХ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ

***к.г.-м.н. Ященко И.Г., д.ф.-м.н. Полищук Ю.М.***
***Институт химии нефти СО РАН***
***г. Томск, Россия***

***Аннотация.*** Представлена классификация трудноизвлекаемых нефтей. На основе анализа более 17 000 образцов разных видов трудноизвлекаемых нефтей выявлены особенности физико-химических свойств нефтей с аномальными свойствами и нефтей, характеризующихся сложными условиями залегания (большая глубина, аномальные пластовые температуры, неблагоприятные коллекторы). Проведен анализ пространственного распределения трудноизвлекаемых нефтей основных нефтегазоносных бассейнов мира, Рассмотрены экологические опасности, связанные с добычей, транспортировкой и переработкой таких нефтей, рассматриваемых как основа прироста нефтедобычи в среднесрочной перспективе в связи с истощением запасов легкодоступных запасов.

***Ключевые слова:*** газовый фактор, классификация нефтей, нефтегазоносный бассейн, пластовая температура, трудноизвлекаемые нефти, условия залегания нефтяных залежей, физико-химические свойства нефтей

## Введение

Как известно, более половины всех топливно-энергетических потребностей мира обеспечиваются нефтью и газом. Одновременно с ростом добычи нефти в мире прирост ее запасов уже длительное время не компенсируется, истощается наиболее качественная часть ее ресурсов, в частности наиболее легкие, маловязкие, малосернистые нефти. Включаются в разработку трудноизвлекаемые запасы с высокой плотностью, вязкостью, сернистостью и смолистостью. Это резко меняет не только технологические параметры нефтяного сырья с неблагоприятными свойствами, но и увеличивает экологические издержки территорий при его освоении и усиливает негативное влияние на окружающую среду.

Согласно [1 - 7], к трудноизвлекаемым относятся запасы нефтей, заключенные в геологически сложнопостроенных пластах и залежах либо представленные малоподвижной нефтью (например, с высокими вязкостью или плотностью и высоким содержанием твердых парафинов). Такие нефти характеризуются сравнительно низкими дебитами скважин, обусловленными низкой продуктивностью пластов, неблагоприятными условиями залегания нефти (газонефтяные залежи, глубина более 4500 м и др.) или аномальными физико-химическими свойствами.

В настоящее время понятие трудноизвлекаемых запасов и трудноизвлекаемых нефтей (ТИН) и их классификация в литературе разработаны недостаточно. В связи с изложенным целью настоящей работы явилось рассмотрение понятие трудноизвлекаемых нефтей, разработка их классификации и анализ особенностей физико-химических свойств различных видов ТИН.

## Классификация трудноизвлекаемых нефтей

Наиболее обоснованный подход к определению понятия трудноизвлекаемых запасов был предложен Халимовым Э.М. в 1987 году, на основе которого Лисовским Н.Н. и Халимовым Э.М. [3] сформулированы основные принципы и критерии отнесения запасов нефти к трудноизвлекаемым. На основе обобщения этих критериев и с учетом предложений других специалистов представлена классификация основных видов трудноизвлекаемых нефтей, согласно которой к трудноизвлекаемым можно относить нефти с ниже перечисленными свойствами и условиями залегания:

– с аномальными физико-химическими свойствами (высокие вязкость и плотность, высокое содержание парафинов, смол и асфальтенов);

– заключенные в водонефтяных и газонефтяных зонах;

– с высокой газонасыщенностью (более 500 м$^3$/т) или низкой газонасыщенностью (менее 200 м$^3$/т), либо при наличии в растворенном и/или свободном газе агрессивных компонентов (сероводород, углекислота) в количествах, требующих применения специального оборудования при бурении скважин и добыче нефти;

– залегающих на больших глубинах (более 4500 м);

– с пластовой температурой 100 °С и выше либо менее 20 °С (из-за низкой разницы между пластовой температурой и температурой застывания парафина и смол);

– с высокой степенью обводненности продукции (до 75 - 80 %);

– заключенные в слабопроницаемых (проницаемость менее 0,05 мкм$^2$) и низкопористых (пористость менее 8 %) коллекторах;

– залегающие на территории распространения многолетнемерзлых пород глубиной более 100 м.

С учетом выше изложенного на основе статистическиго анализа информации из базы данных (БД) по физико-химическим свойствам нефти Института химии нефти СО РАН, которая в настоящее время включает описания 23270 образцов нефти, авторами предлагается классификация трудноизвлекаемых нефтей (рис. 1).

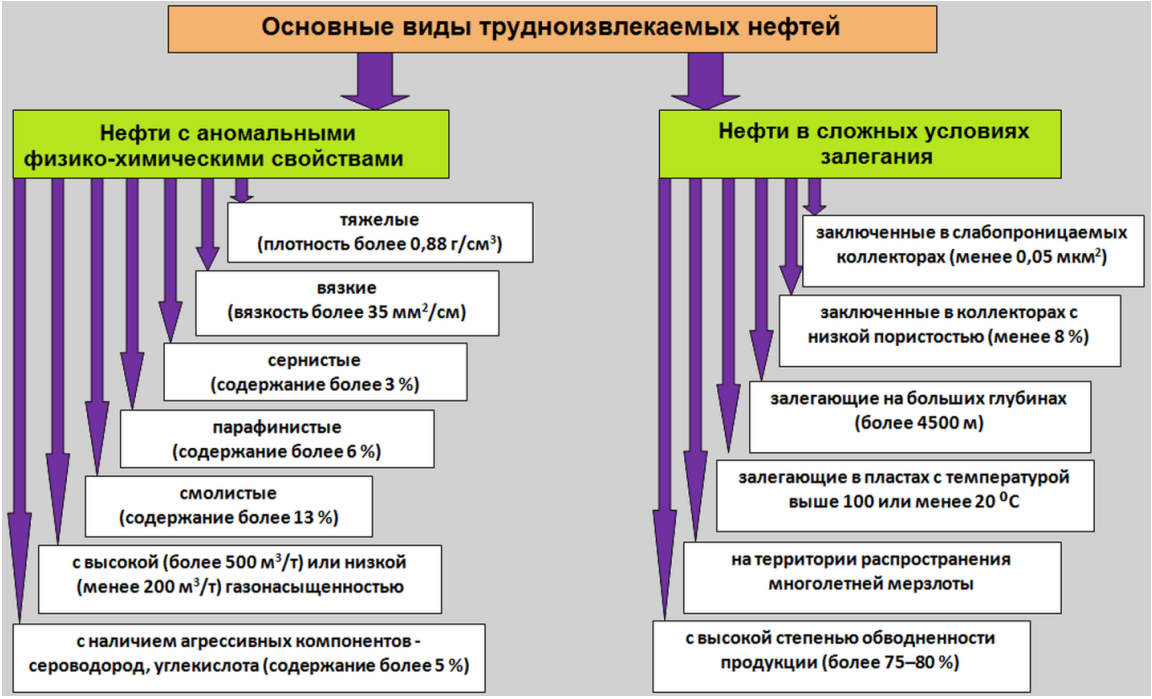



Рис. 1 - Классификация трудноизвлекаемых нефтей

В упомянутой БД более 17000 образцов относятся к различным видам ТИН. Распределение информации в БД по видам ТИН дано в табл. 1, где также указано количество нефтегазоносных бассейнов (НГБ) и месторождений с указанными нефтями. Как видно из табл. 1, тяжелые нефти представлены в БД выборкой с наибольшим объемом (5104) образцов [8].

## Анализ особенностей трудноизвлекаемых нефтей с аномальными физико-химическими свойствами

Физико-химические свойства тяжелых, вязких, сернистых, парафинистых и смолистых нефтей представлены в табл. 2, из которой видно, что такие нефти относятся к вязким (особенно сернистые нефти), высокосмолистым и среднепарафинистым (за исключе-

нием парафинистых нефтей, которые являются малосернистыми и имеют высокое содержание парафинов), с низким содержанием фракций и газовым фактором. Газовый фактор аномальных нефтей изменяется от 22 до 104 м$^3$/т, что соответствует одному из критериев ТИН (рис. 1). Пластовые температуры залежей ТИН изменяются от 34 до 72 $^0$С.

Таблица 1

Количественная характеристика информации о трудноизвлекаемых нефтях в БД

| Трудноизвлекаемые нефти | | Объем выборки из БД | Количество нефтегазоносных бассейнов | Количество месторождений |
|---|---|---|---|---|
| Нефти с аномальными свойствами | Тяжелая (плотность более 0,88 г/см$^3$) | 5104 | 119 | 1725 |
| | Вязкая (вязкость более 35 мм$^2$/с при 20 °С) | 2510 | 63 | 892 |
| | Сернистая (содержание серы более 3 %) | 865 | 40 | 358 |
| | Смолистая (содержание смол более 13 %) | 2030 | 52 | 702 |
| | Парафинистая (содержание парафинов более 6 %) | 2327 | 58 | 807 |
| | С высокой газонасыщенностью (более 500 м$^3$/т) | 51 | 22 | 39 |
| | С низкой газонасыщенностью (менее 200 м$^3$/т) | 2668 | 67 | 1090 |
| | С высоким содержанием сероводорода (более 5%) | 81 | 20 | 57 |
| Нефти в сложных условиях залегания | В слабопроницаемых коллекторах (менее 0,05мдм$^2$) | 479 | 33 | 345 |
| | В коллекторах с низкой пористостью (менее 8 %) | 96 | 12 | 63 |
| | Большие глубины залегания (более 4500 км) | 407 | 25 | 206 |
| | Пластовая температура выше 100 °С | 839 | 47 | 438 |
| | Пластовая температура ниже 20 °С | 316 | 35 | 169 |

Как показано на рис. 1, к трудноизвлекаемым нефтям относятся нефти с газовым фактором ниже 200 м$^3$/т либо выше 500 м$^3$/т. Рассмотрим физико-химические свойства нефти с низким газосодержанием. Физико-химические свойства рассматриваемых нефтей представлены в табл. 3, из которой видно, что нефти относятся к нефтям со средней плотностью, высоковязким, сернистым, среднепарафинистым, среднесмолистым и малоасфальтеновым, со средним содержанием фракций.

Нефтей с высоким газосодержанием (более 500 м$^3$/т) в БД оказалось не очень много - всего 51 образец из 39 месторождений 22 НГБ (табл. 1). В табл. 3 показано, что такие нефти относятся к легким, маловязким, малосернистым, умеренно парафинистым, малосмолистым и малоасфальтеновым, с высоким содержанием фракций.

Наличие в нефти химически агрессивного сернистого газа с концентрацией более 5 % также осложняет добычу нефти, несет коррозийную нагрузку на оборудование, увеличивая тем самым экологическую опасность нефтедобычи, требуя применения специального оборудования при бурении скважин и добыче нефти.

Таблица 2

Физико-химические свойства тяжелой, вязкой, сернистой, парафинистой и смолистой нефти

| Физико-химические показатели | Тяжелая | Вязкая | Сернистая | Парафинистая | Смолистая |
|---|---|---|---|---|---|
| Плотность, г/см$^3$ | 0,9203 | 0,9144 | 0,9320 | 0,8494 | 0,8497 |
| Вязкость при 20 $^0$С, мм$^2$/с | 1866,12 | 2168,17 | 3361,37 | 99,38 | 38,76 |
| Содержание серы, % | 1,98 | 1,91 | 4,15 | 0,55 | 2,08 |
| Содержание парафинов, % | 3,91 | 4,21 | 3,89 | 12,98 | 4,73 |
| Содержание смол, % | 17,55 | 16,43 | 23,57 | 7,78 | 21,76 |
| Содержание асфальтенов, % | 5,15 | 4,70 | 8,40 | 1,89 | 5,62 |
| Фракция н. к. 200 $^0$С, % | 12,35 | 12,84 | 13,74 | 20,63 | 15,42 |
| Фракция н. к. 300 $^0$С, % | 28,46 | 29,01 | 28,66 | 40,42 | 30,81 |
| Газосодержание в нефти, м$^3$/т | 38,16 | 25,56 | 22,36 | 104,47 | 43,32 |
| Термобарические условия залегания | | | | | |
| Температура пласта, °С | 42,68 | 35,94 | 34,33 | 71,59 | 41,08 |
| Пластовое давление, МПа | 15,68 | 14,28 | 14,53 | 24,54 | 16,56 |

Таблица 3

Физико-химические свойства нефти с различной газонасыщенностью

| Физико-химические показатели | Нефти с низкой газонасыщенностью (менее 200 м$^3$/т) | | Нефти с высокой газонасыщенностью (более 500 м$^3$/т) | |
|---|---|---|---|---|
| | объем выборки | среднее значение | объем выборки | среднее значение |
| Плотность, г/см$^3$ | 2522 | 0,86 | 45 | 0,83 |
| Вязкость при 20 $^0$С, мм$^2$/с | 1659 | 181,84 | 7 | 3,09 |
| Содержание серы, % | 1877 | 1,29 | 38 | 0,36 |
| Содержание парафинов, % | 1719 | 5,63 | 12 | 6,25 |
| Содержание смол, % | 1399 | 10,71 | 12 | 7,94 |
| Содержание асфальтенов, % | 1427 | 2,80 | 10 | 2,48 |
| Фракция н. к. 200 °С, % | 214 | 24,66 | 3 | 35,10 |
| Фракция н. к. 300 °С, % | 212 | 42,86 | 2 | 52,80 |
| Газосодержание в нефти, м$^3$/т | 2667 | 62,85 | 50 | 707,07 |
| Термобарические условия залегания | | | | |
| Температура пласта, °С | 2084 | 55,05 | 24 | 87,19 |
| Пластовое давление, МПа | 2130 | 19,75 | 21 | 27,17 |

Сероводородной коррозии подвергаются как открытые поверхности металлов, так и находящиеся под слоем золовых отложений. Для сероводородной коррозии характерно

образование язв на поверхности металла, растрескиваний, а также увеличение хрупкости металлов под действием выделяющегося водорода. Сероводородная коррозия влияет на внутренние поверхности нефтепроводов, как в тонком пленочном слое, адсорбированном на поверхности труб, так и в объеме электролита, образующегося в нижней части трубопровода из скапливающейся воды. Довольно сильной сероводородной коррозии подвергаются днище и нижний пояс резервуаров, соприкасающиеся с отделяемой от нефти водой. В газовой фазе интенсивность сероводородной коррозии резервуара весьма велика, поэтому крыша и верхние внутренние части корпуса корродируются особенно сильно.

При совместной транспортировке нефти с высоким содержанием сернистого газа и воды в виде водонефтяной эмульсии термодинамические нарушения транспортной среды могут приводить к выделению сернистого газа из нефти и обогащению им попутных вод. В связи с этим возникает острая необходимость организации глубокой дегазации и деэмульсации нефти и глубокой очистки сточных вод с отводом газа в систему газосбора, а сточных вод - в систему технического водоснабжения, снизив интенсивность коррозийных процессов подземного и наземного нефтепромыслового оборудования и создав благоприятные условия для предотвращения экологических рисков [8].

В БД образцов нефти с высоким содержанием сероводорода оказалось 81 из 57 месторождений 20 НГБ (табл. 1). Больше всего этих месторождений находится в России (24), Канаде (6), Казахстане и США (по 5 месторождений). Физико-химические свойства таких нефтей представлены в табл. 4, из которой видно, что они относятся к нефтям средней плотности и повышенной вязкости, сернистым, среднепарафинистым, среднеасфальтеновым и умеренно смолистым, с низкой газонасыщенностью.

Таблица 4

Физико-химические свойства нефти с высоким содержанием сернистого газа в нефти (более 5 %)

| Физико-химические показатели | Объем выборки | Среднее значение |
|---|---|---|
| Плотность, г/см$^3$ | 23 | 0,87 |
| Вязкость при 20 °С, мм$^2$/с | 10 | 49,33 |
| Содержание серы, % | 19 | 2,18 |
| Содержание парафинов, % | 13 | 4,05 |
| Содержание смол, % | 12 | 14,56 |
| Содержание асфальтенов, % | 11 | 6,23 |
| Фракция н. к.200 °С, % | 2 | 24,90 |
| Газосодержание в нефти, м$^3$/т | 15 | 109,97 |
| Термобарические условия залегания | | |
| Температура пласта, °С | 27 | 74,75 |
| Пластовое давление, МПа | 31 | 31,50 |

**Анализ особенностей физико-химических свойств трудноизвлекаемых нефтей со сложными условиями залегания**

В перечень основных критериев выделения трудноизвлекаемых запасов нефтей входит аномальная пластовая температура - выше 100 °С либо ниже 20 °С [1, 3]. Знание величин пластовой температуры важно для экологической оценки свойств нефтей. Их поведение в приповерхностных условиях, т.е. в условиях температур, как правило, ниже 40 - 45 °С, остается сравнительно благоприятным - нефти мало растворимы, а следовательно, и мало миграционно-подвижны. Но если, к примеру, добыча высоковязких нефтей сопровождается применением парогенераторов, или методов подземного горения, экологическая ситуация резко меняется. Их растворимость в нарастающем ряду от метановых к нафтеновым и ароматике увеличивается до 2 - 3 раз. К примеру, малорастворимые в воде при нормальных условиях бензол, толуол, бенз (а)-пирены, многие смоло-асфальтеновые

фракции становятся растворимыми. Они выносятся с горячими водами из зоны добычи, загрязняя тем самым водоносные горизонты. Это же свойство нефтей растворяться в "горячих" пластовых водах (более 100 °С) особенно с минерализацией менее 100 г/л следует учитывать и при сбросе нефтяных пластовых вод, попадающих на поверхность при добыче нефти с больших глубин, обычно более 4000 м в бассейнах с высоким тепловым потоком [8].

В БД выделено 839 образцов нефти из 438 месторождения 47 НГБ, залегающих в пластах с "горячими" пластовыми водами (более 100 °С) (табл. 1). Из табл. 5 следует, что нефти в высокотемпературных пластах являются легкими, со средней вязкостью, малосернистыми, малосмолистыми и малоасфальтеновыми, но умеренно парафинистыми.

Таблица 5

Физико-химические свойства нефти с различной пластовой температурой

| Физико-химические показатели | Нефти с высокой пластовой температурой (более 100 °С) | | Нефти с низкой пластовой температурой (менее 20 °С) | |
|---|---|---|---|---|
| | объем выборки | среднее значение | объем выборки | среднее значение |
| Плотность, г/см$^3$ | 432 | 0,8251 | 221 | 0,8855 |
| Вязкость при 20 °С, мм$^2$/с | 155 | 12,03 | 165 | 12929,34 |
| Содержание серы, % | 237 | 0,36 | 137 | 1,46 |
| Содержание парафинов, % | 228 | 9,85 | 126 | 3,87 |
| Содержание смол, % | 214 | 5,36 | 112 | 14,52 |
| Содержание асфальтенов, % | 203 | 1,27 | 106 | 3,98 |
| Фракция н. к. 200 °С, % | 75 | 29,41 | 24 | 18,75 |
| Фракция н. к. 300 °С, % | 64 | 49,10 | 24 | 33,13 |
| Газосодержание в нефти, м$^3$/т | 117 | 163,63 | 104 | 36,82 |
| Термобарические условия залегания | | | | |
| Температура пласта, °С | 838 | 119,40 | 318 | 15,37 |
| Пластовое давление, МПа | 665 | 38,31 | 267 | 10,04 |

Аномально низкая пластовая температура (ниже 20 °С) ведет к экологическим последствиям добычи нефти из-за низкой разницы между пластовой температурой и температурой застывания парафинов и смол в нефти. В БД образцов нефти, залегающих в пластах с низкой температурой, определено в количестве 316 из 169 месторождений 35 НГБ. Наибольшее число месторождений выявлено в ВУНГБ – 81, в Лено-Тунгусском бассейне – 10, по 7 месторождений в Западно-Канадском, Прикаспийском и ТПНГБ. Физико-химические свойства нефтей, залегающих в пластах с низкой температурой, представлены в табл. 5. В среднем эти нефти могут быть отнесены к нефтям с повышенной плотностью, сверхвязким, сернистым, среднепарафинистым, умеренно смолистым, среднеасфальтеновым и с низким газосодержанием в нефти.

Сравнение данных из табл. 5 показало, что свойства нефти сильно зависят от температурных условий залегания. Наилучшими качественными показателями обладают нефти в пластах с высокой пластовой температурой.

Глубокозалегающие нефти (более 4500 м) также относятся к трудноизвлекаемым нефтям (рис. 1). Физико-химические свойств приведены в табл. 6, где показано, что в среднем глубокозалегающие нефти могут быть отнесены к легким, с повышенной вязкостью, среднесернистым, среднепарафинистым, малосмолистым, малоасфальтеновым, с высоким содержанием фракции н. к. 200 °С и средним содержанием фракции н. к. 300 °С. Выявлено высокое газосодержание в этих нефтях. Как видно из табл. 6, в среднем пластовая температура в зоне добычи с больших глубин выше 120 °С, что может нести угрозу возникновения экологических последствий добычи и освоения высокотемпературных нефтей, как было сказано выше.

Таблица 6

Физико-химические свойства нефти с большой глубиной залегания (более 4500 м)

| Физико-химические показатели | Объем выборки | Среднее значение |
|---|---|---|
| Плотность, г/см$^3$ | 183 | 0,8363 |
| Вязкость при 20 °С, мм$^2$/с | 78 | 70,84 |
| Содержание серы, % | 123 | 0,50 |
| Содержание парафинов, % | 80 | 7,49 |
| Содержание смол, % | 70 | 5,42 |
| Содержание асфальтенов, % | 74 | 1,69 |
| Фракция н. к. 200 °С, % | 60 | 31,31 |
| Фракция н. к. 300 °С, % | 41 | 48,21 |
| Газосодержание в нефти, м$^3$/т | 14 | 301,75 |
| Термобарические условия залегания | | |
| Температура пласта, °С | 84 | 120,33 |
| Пластовое давление, МПа | 85 | 68,30 |

Трудноизвлекаемыми нефтями в соответствии с рис. 1 считаются нефти, заключенные в неблагоприятных коллекторах, к которым относятся слабопроницаемые (проницаемость менее 0,05 мкм$^2$) и низкопористые (пористость менее 8 %) [1, 3]. Рассмотрим физико-химические свойства ТИН в слабопроницаемых коллекторах. В БД образцов нефти, залегающих в слабопроницаемых коллекторах, определено в количестве 479 из 345 месторождений ЗЗ НГБ (табл. 1). Физико-химические свойства нефтей, залегающих в коллекторах с низкой проницаемостью, представлены в табл. 7. В среднем эти нефти могут быть отнесены к нефтям со средней плотностью, сверхвязким, сернистым, среднепарафинистым, среднесмолистым, среднеасфальтеновым, с высоким содержанием фракции н. к. 200 °С и средним содержанием фракции н. к. 300 °С и с низким газосодержанием в нефти.

Рассмотрим физико-химические свойства ТИН в низкопористых коллекторах (пористость менее 8 %). Физико-химические свойства нефтей, залегающих в таких коллекторах, представлены в табл. 7. В среднем эти нефти могут быть отнесены к нефтям со средней плотностью, сверхвязким, сернистым, среднепарафинистым, среднесмолистым, среднеасфальтеновым, с высоким содержанием фракции н. к. 200 °С и средним содержанием фракции н. к. 300 °С и с низким газосодержанием в нефти.

## Заключение

В статье представлена классификация трудноизвлекаемых нефтей. С использованием базы данных по физико-химическим свойствам нефти, разработанной в Институте химии нефти СО РАН, проведен анализ пространственного распределения трудноизвлекаемых нефтей в основных нефтегазоносных бассейнах мира, выявлены особенности физико-химических свойств нефтей с аномальными свойствами и нефтей со сложными условиями залегания (большая глубина, аномальные пластовые температуры, неблагоприятные коллекторы). Показано, что тяжелые, вязкие, сернистые и смолистые нефти обладают по-

вышенным содержанием серы, смол и асфальтенов и отличаются пониженным содержанием светлых фракций.

Таблица 7

Физико-химические свойства нефти, залегающих в неблагоприятных коллекторах

| Физико-химические показатели | Нефти, залегающих в коллекторах с низкой проницаемостью (менее 0,05 мкм$^2$) | | Нефти, залегающих в коллекторах с низкой пористостью (менее 8 %) | |
|---|---|---|---|---|
| | объем выборки | среднее значение | объем выборки | среднее значение |
| Плотность, г/см$^3$ | 443 | 0,8712 | 86 | 0,8603 |
| Вязкость при 20 $^0$С, мм$^2$/с | 404 | 1597,91 | 80 | 6590,91 |
| Содержание серы, % | 86 | 1,19 | 17 | 1,41 |
| Содержание парафинов, % | 79 | 4,41 | 13 | 3,21 |
| Содержание смол, % | 52 | 10,17 | 7 | 8,20 |
| Содержание асфальтенов, % | 40 | 3,54 | 7 | 1,96 |
| Фракция н. к. 200 °С, % | 17 | 39,79 | 5 | 28,72 |
| Фракция н. к. 300 °С, % | 11 | 48,92 | 5 | 51,76 |
| Газосодержание в нефти, м$^3$/т | 78 | 47,84 | 17 | 107,43 |
| Термобарические условия залегания | | | | |
| Температура пласта, °С | 258 | 52,93 | 60 | 67,62 |
| Пластовое давление, МПа | 117 | 18,25 | 43 | 18,67 |

В связи с сокращением запасов легкодоступных нефтей в мире наблюдается рост доли трудноизвлекаемых запасов в общем объеме добываемой нефти, что ведет к непрерывному усилению негативного влияния на окружающую среду нефтедобычи, транспортировки и нефтепереработки.

Результаты проведенных исследований могут быть использованы для прогноза ареалов распространения месторождений с трудноизвлекаемыми нефтями в России и основных нефтегазоносных бассейнах мира и определения основ стратегии защиты окружающей среды при освоении ТИН. Полученные результаты могут быть использованы при разработке новых экологически безопасных и усовершенствовании существующих методов и технологий нефтедобычи, транспортировки нефтей с аномальными физико-химическими свойствами, а также при решении других задач нефтяной отрасли.

## Список литературы

1. Пуртова И.П., Вариченко А.И., Шпуров И.В. Трудноизвлекаемые запасы нефти. Терминология. Проблемы и состояние освоения в России // Наука и ТЭК. - 2011. - № 6. - С. 21-26.

2. Ибраев В.И. Прогнозирование напряженного состояния коллекторов и флюидоупоров нефтегазовых залежей в Западной Сибири. - Тюмень: ОАО "Тюменский дом печати", 2006. - 208 с.

3. Лисовский Н.Н., Халимов Э.М. О классификации трудноизвлекаемых запасов // Вестник ЦКР Роснедра. - 2009. - № 6. - С. 33-35.

4. Халимов Э.М. Геотехнологии разведки и разработки нефтяных месторождений. Избранные труды (1958-2000 гг.). - М.: ИГиРГИ, 2001. - 656 с.

5. Халимов Э.М. Концепция дифференцированной ставки налога на добычу полезных ископаемых // Геология, геофизика и разработка нефтяных и газовых месторождений. – 2004. - № 11. – С. 44-50.

6. Лукьянов Э.Г., Тренин Ю.А., Деревягин А.А. Достоверность геолого-геофизической информации для оценки извлекаемых (рентабельных) запасов нефти // Нефтегазовое дело. - 2008. - № 1. - http://www.ogbus.ru/authors/Lukyanov/Lukyanov_1.pdf.

7. Якуцени С.П. Распространенность углеводородного сырья, обогащенного тяжелыми элементами-примесями. Оценка экологических рисков. – Спб.: Изд-во «Недра», 2005. – 372 с.

8. Ященко И.Г., Полищук Ю.М. Трудноизвлекаемые нефти: физико-химические свойства и закономерности размещения / Под ред. А.А. Новикова. - Томск: В-Спектр, 2014. - 154 с.

УДК 623.031 (571.17)

## ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ВЗРЫВОВ МЕТАНА НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ – ПРОБЛЕМА ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ

***[1]Грицюк Я.М., [2]Плетенчук Н.С.***

***1 - ООО «Аэрокосмическая партия», г. Новокузнецк, Россия***

***2 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Внезапные выбросы метана в шахтовую атмосферу происходят при вскрытии горными выработками газодинамических структур – локальных участков разуплотнения угольных пластов и вмещающих пород, содержащих подвижные формы метана под высоким давлением. Рассмотрен наиболее вероятный механизм формирования опасных газодинамических структур и сформирован комплекс рекомендованных конкретных методических и организационных мероприятий для предотвращения катастрофических газодинамических явлений на угольных шахтах Кузбасса.

***Ключевые слова:*** угольная шахта, взрыв метана, геологические факторы, газодинамические структуры.

В первую очередь рассмотрим, какие геологические критерии учитываются (и не учитываются) в нормативных документах, регламентирующих нормы и правила изучения газоносности угольных месторождений, а также какие из них используются при обосновании профилактических мероприятий по обеспечению безопасности подземной угледобычи по газовому фактору. Далее осветим современное состояние изученности основных геологических факторов, определяющих характер газоносности угольных месторождений и сформулируем содержание необходимых первоочередных мероприятий для выхода из крайне неблагоприятного положения в этой сфере применительно к Кузбассу.

**Основополагающая Инструкция.** Действующая с 1977г. «Инструкция по определению и прогнозу газоносности угольных пластов и вмещающих пород при геологоразведочных работах» [1] только в одной строчке на стр.28 отмечает необходимость выполнять «анализ влияния геологических факторов на природную газоносность месторождения» без какой-либо расшифровки или хотя бы указания перечня таких факторов. Видимо, среди 34 авторов инструкции всё же нашёлся хоть один геолог. Ситуация осложняется тем, что в Инструкции фигурируют геологические сведения только из весьма специфического геологического строения угольных месторождений Донбасса: контрастный геологический разрез углевмещающих пород при наличии литологических коллекторов газа, покрышек, водоносных и водоупорных горизонтов и т.д. Всего этого и в помине нет в Кузбассе со снивели-

рованными физико-механическими свойствами углевмещающих пород. Можно было бы избежать упоминания о существовании этой ветхозаветной Инструкции, если бы её основные положения не закладывались в основу всех последующих подзаконных актов: руководств, методических требований, рекомендаций, указаний и т.д.

В целом, в Инструкции реализован горно-технологический подход к изучению газоносности в ущерб геологическому. Например, в общей её части приведены геологические сведения о формах нахождения метана в углях и вмещающих породах, а в разделе «Лабораторные работы» эти сведения не учтены, и можно только догадываться, что в их процессе суммируются содержания аб- и адсорбированного метанов, хотя было бы чрезвычайно важно учитывать их отдельно. А об необходимости определения содержаний наиболее опасных подвижных форм метана вообще не упоминается.

В Инструкции в перечне задач изучения газоносности даже не упоминается прогноз участков угольных пластов, где высока вероятность катастрофических газодинамических явлений, уж не говоря о том, что обобщённая характеристика горно-геологических условий таких участков вообще отсутствует. И ещё одно досадное упущение Инструкции и последующих методических указаний касается игнорирования очень важной роли в Кузбассе, в отличие от Донбасса, геологических представлений о дифференциации в трёхмерном пространстве напряжённо-деформированного состояния углепородных массивов. На любые изменения этого состояния под воздействием природных и техногенных факторов в первую очередь реагируют газы в составе газово-водных флюидов вплоть до перехода метана в их составе из одного фазового состояния в другое. Подробнее об этом ниже.

Инструкция, вопреки геологическим представлениям, узаконила определение в углях только сорбированного метана, который, как оказывается, является показателем качества углей: теплотворной способности энергетических и спекаемости – коксующихся. Определять содержание подвижных форм метана в углях и вмещающих породах не предусмотрено. А ведь именно они ответственны за катастрофические явления на угольных шахтах! В условиях, когда известны только содержания в углях сорбированного метана, их стали использовать явно не по назначению. Так и сейчас категорийность шахт и отдельных угольных пластов по степени опасности газодинамических явлений определяется исходя из уровня содержания сорбированного метана. В 2006г. введены в действие «Методические рекомендации о порядке дегазации угольных шахт», в которых определён порог содержаний сорбированного метана 10 $м^3$/т, выше которого угледобыча запрещена без предварительной дегазации. Но ведь содержания сорбированного метана характеризуют качество углей и не более того! В настоящее время в Государственной Думе обсуждается проект закона о дегазации угольных месторождений. Очевидно, что в русле рассмотренной Инструкции эта задача не имеет решения.

Неблагополучное состояние в деле изучения газоносности угольных месторождений и оценки газодинамической опасности подземной угледобычи вскрылось при обосновании и первых попытках добычи метана из угольных пластов в Кузбассе [2].

**Добыча метана из угольных пластов.** На рубеже веков постановке опытных работ по добыче угольного метана в Кузбассе предшествовало широкое обсуждение этой проблемы в специальной литературе и в СМИ. Дискуссии как таковой не получилось: все здесь считали, что добывать необходимо сорбированный в угольных пластах метан, тем более, что его ресурсы и запасы можно посчитать. Что будет потом с этим углем, никто не задумывался тогда и никто не думает об этом сейчас. Диссонансом прозвучала только единственная заметка в городской газете Новокузнецка под кричащим названием «Не трогайте метан!». Автор, ветеран угольной промышленности, напомнил, что в метане вся сила угля, его качество. Противоположное мнение недавно высказал в той же газете доцент СибГИУ В.И. Маринченко, сетуя на очень низкие темпы опытной добычи метана. Он посчитал, что с такими темпами для извлечения всего метана из намеченных угольных пластов и обеспечения безопасной последующей подземной добычи угля потребуется 44 года!

И ещё одно противоречие. Пресс-служба областной администрации не устаёт повторять, что основной задачей добычи угольного метана является безопасность последующей угледобычи по газовому фактору. В то же время представители ОАО «Газпром», осуществляющие опытную добычу метана, говорят и пишут о том, что эти работы выполняются на глубинах 1-1,5 км на площадях, где угледобыча в обозримом будущем не планируется. Да и как может обеспечить такую безопасность извлечение сорбированного метана, определяющего только качество углей? Налицо ещё одно противоречие. А истина в обоих случаях не посередине, а, с геологической точки зрения, где-то в стороне, в другом измерении.

Попробуем разобраться в этих противоречиях, опираясь на геологические аспекты проблемы, которые в дискуссии никто не привлекал. Геологи помогли посчитать ресурсы сорбированного (большей частью неизвлекаемого!) метана в бассейне и отошли в сторону. В первую очередь следует обратить внимание на хрестоматийные сведения о разнообразии фазовых состояний (форм нахождения) метана на угольных месторождениях. Об их существовании знают учёные и специалисты-геологи, но сведения о них, судя по всему, – terra incognita для учёных чиновников, которые у нас сейчас решают всё и вся. В Инструкции эти сведения приведены предельно схематично, а очевидные геологические следствия вообще не рассмотрены.

**Сорбированные формы метана** в углях характеризуют их качество и не более того. Их содержания чётко коррелируются с основными качественными показателями углей: чем выше содержание такого метана, тем выше теплотворная способность энергетических углей и спекаемость – коксующихся. Сорбированные в угле формы метана, в свою очередь, подразделяются на аб- и адсорбированные. При углеразведочных работах их содержания определяются суммарно, что лишает геологов возможности конкретизировать многие положения. Об этом ниже. Здесь же отметим, что высокие содержания сорбированного в углях метана фиксируются в зонах преобладающего сжатия углепородных массивов, а в более локальных зонах их растяжения углеразведкой устанавливаются низкие его содержания, или же такие пробы вообще не анализируются на метан. (Бракуются уже на скважине или при поступлении в лабораторию как избыточно увлажнённые и при низком выходе керна.) Извлечение из угольных пластов части сорбированного метана в процессе дегазации или его добычи, безусловно, снижает качество углей, но никаким образом не снижает безопасность последующей угледобычи подземным способом.

**Абсорбированный метан** в угольных пластах по существу является его твёрдым молекулярным раствором в угле (хемосорбция), т.е. неотъемлемой составляющей углей, определяющей их качество. При добыче угля абсорбированный метан не поступает в шахтовую атмосферу и не влияет на газообильность подземных выработок. К счастью для последующей судьбы угля, абсорбированный метан не может быть извлечён из эксплуатационных скважин даже с использованием самых изощрённых способов воздействия на угольный пласт. И, тем не менее, сведения о содержании этого метана (вкупе с адсорбированным) положены в основу ТЭО добычи метана из угольных пластов Кузбасса! В углехимических лабораториях такой метан отделяется от угля при истирании проб до состояния пудры в термовакуумных установках. Если бы при углеразведке содержания абсорбированного метана определялись отдельно, то участки угольных пластов с высокими его содержаниями, вопреки сложившейся практике, следовало бы считать наиболее безопасными по газовому фактору.

**Адсорбированный метан** заключён в изолированных микропорах и микротрещинах угля. Этот метан выделяется в шахтовую атмосферу с поверхности пласта в забое и поверхности кусков угля при добыче и последующей транспортировке. В подземную атмосферу адсорбированный метан выделяется по ламинарному закону (закон Дарси), т.е. без взрывных явлений, и с ним должны без проблем справляться нормально работающие вентиляционные системы шахт.

Большая часть адсорбированного метана внутри кусков угля доходит до потребителя и вместе с абсорбированным метаном обеспечивает его высокие качественные показатели.

В углехимических лабораториях адсорбированный метан извлекается из дробленных проб угля при комнатной температуре и совершенно зря суммируется с абсорбированным метаном. Хотя в лаборатории их учёт ведётся раздельно, но заказчику поступает сумма. При использовании различных методов воздействия на угольный пласт в процессе скважинной добычи какая-то часть адсорбированного метана может быть извлечена, хотя приемлемые для рентабельности промыслов дебиты при этом вряд ли могут быть достигнуты. Это хорошо иллюстрирует первый опыт добычи метана из угольных пластов в Кузбассе. Важно ещё раз подчеркнуть, что с геологической точки зрения обе формы сорбированного в углях метана не могут провоцировать залповые выбросы газа в шахтовую атмосферу и поэтому их добыча из скважин, заведомо нерентабельная, не может уменьшить безопасность последующей подземной угледобычи по газовому фактору. А потери качества углей при этом несомненны, хотя оценить их количественно пока невозможно.

**Подвижные формы метана** на угольных месторождениях более разнообразны, но для упрощения ситуации целесообразно их объединить в две разновидности: водорастворённую и перманентную, оговорив, что та и другая форма может быть локализована как в угольных пластах, так и во вмещающих породах. По геологическим условиям локализации подвижные формы метана более близки к таковым, характерным для месторождений традиционного природного газа. При скважинных углеразведочных работах подвижные формы метана вымываются с промывочной жидкостью, и их содержания не определяются, поэтому запасы и ресурсы их неизвестны. Об их наличии можно судить по взрывным явлениям при бурении углеразведочных скважин («чёрные фонтаны») и залповым выбросам, зачастую катастрофическим, на угольных шахтах. О них же свидетельствуют обильные, долго не прекращающиеся суфлярные выделения газов в шахтах, препятствующие угледобыче.

Учитывая масштабы и количество локальных структур, вмещающих подвижные формы метана, его ресурсы в пределах бассейна, безусловно, сопоставимы или превышают таковые сорбированного метана. По данным донецких геологов [3], газообильность подземных выработок на глубинах более 600м там вообще определяется газоносностью вмещающих пород, в которых могут содержаться преимущественно подвижные формы метана. В Кузбассе такие сведения отсутствуют, т.к. содержания подвижных форм метана не определяются.

М.Б.Голицын с соавторами [4] утверждают, что в угольном бассейне Сан-Хуан в Скалистых Горах США ведётся скважинная добыча из угольных пластов подвижных суфлярных форм метана. По общепринятой терминологии это водорастворённая подвижная форма потому, что суфляры - это явление, а не состояние. Источником подвижных форм метана являются сорбированные в угольных пластах его формы, в том числе и в угольных пропластках и пластах нерабочей мощности, углистых аргиллитах и алевролитах. Можно предположить, что какая-то часть подвижного метана является производной внешнего реликтового ореола прогнозируемых в базальных слоях Кузнецкого прогиба залежей пластовой нефти [5].

**Водорастворённый метан** заключён в сообщающихся трещинах и порах в углях и, главным образом, во вмещающих породах и является составной частью углекислотно-водно-метановых флюидов – наиболее подвижной субстанции углепородных массивов, реагирующей как на естественные колебания напряжённо-деформированного их состояния, так и на техногенное воздействие на горные породы (буровые скважины, подземные горные выработки). При вскрытии очагов водорастворённого метана с избыточным давлением газов, они мгновенно переходят в газообразное состояние, а вода, большей частью, испаряется. Диссипация газов при этом происходит в соответствии с турбулентным законом (закон Фика). Интервалы угольных пластов с преимущественным распространением водорастворённого метана, в условиях преобладающего здесь растяжения горных пород, при буровой разведке, как правило, не опробуются и на сорбированный метан из-за низкого выхода керна и влажного его состояния. Качество угля здесь изначально понижено за счёт загрязнения породами кровли (вплоть до нептунических даек) и пониженного содержания сорбирован-

ных форм метана вследствие перехода части его в подвижное состояние. Поэтому содержания подвижного и сорбированного метанов в угольных пластах находятся в противофазе: высоким содержаниям одного соответствуют низкие содержания другого и наоборот.

Локальные очаги водорастворённого метана в угольных пластах и во вмещающих породах с избыточным давлением газов при вскрытии их подземными выработками провоцируют залповые выбросы газа в шахтовую атмосферу или же резко повышают метанообильность подземных выработок.

**Перманентный метан** в углях и, преимущественно, во вмещающих породах включает разнообразные формы его нахождения, которые объединяет высококонтрастная локализация и экстремально высокие парциальные давления газа в очагах, локализованных под весьма совершенными геодинамическими экранами. Отмеченные для водорастворённых форм метана свойства представлены здесь в экстремальном виде. В связи с тем, что содержания подвижных форм метана при углеразведочных работах не определяются, об условиях их локализации мало что известно. О наличии перманентного метана свидетельствуют уже упоминавшиеся «чёрные фонтаны» (залповые выбросы газо-водо-угольной суспензии) на углеразведочных скважинах и особо опасные выбросы метана на угольных шахтах с катастрофическими последствиями.

В специальной литературе имеются противоречивые сведения о формах нахождения метана, объединённых термином «перманентная» Возможно также его нахождение и в водорастворённом состоянии (при экстремально высоких давлениях один объём воды может растворить до 40 объёмов метана). Возможно его существование в виде свободного газа или его химических соединений, устойчивых только при очень высоких давлениях (клатрены).

**Локальные газодинамические структуры** – очаги опасных катастроф на угольных шахтах, они же – метаноугольные микроместорождения, содержащие извлекаемые подвижные формы метана, нигде в мире не описаны. Если о них что-то известно в пределах наиболее продвинутого в отношении добычи метана угольного бассейна Сан-Хуан, то это тайна великая есть. Косвенным указанием на их существование там являются опубликованные ещё в 1996г. Л.А.Пучковым [6] сведения о продуктивности там только 10% углеметановых скважин из числа пробуренных к тому времени способом «дикой кошки» 17000. А ведь сорбированный метан в большем или немного меньшем количестве вне локальных структур есть в любой точке угольного бассейна. Значит, действительно, не его добывают в Сан-Хуане, а добывают подвижные формы метана, локализованные в неких локальных газодинамических структурах, занимающих около 10% площади угольного бассейна.

В Кузбассе пока прямыми признаками локальных геологических газодинамических структур – очагов подвижных форм угольного метана, являются катастрофические явления на угольных шахтах. Несмотря на обескураживающее количество таких явлений, обобщённая характеристика горно-геологических ситуаций на их участках отсутствует. Дело в том, что в комиссиях, расследующих такие события, геологи отсутствуют. В лучшем случае, там есть маркшейдеры, которые также с заведомо обвинительным уклоном ищут признаки «человеческого фактора» (техногенно-криминальный подход). И незачем греха таить: курильщики и наркоманы, оказывается, есть на любой шахте в любое время, но взрывы метана происходят только при роковом стечении геологических факторов. Но даже элементарнейшие соображения о том, что найденные в телах погибших шахтеров курительные и наркотические средства не могли служить причиной выбросов метана в шахтовую атмосферу, в расчет не принимаются.

Только в заметках дотошных журналистов можно прочесть, что такие участки, по данным геологоразведки, характеризуются низким содержанием метана, что там одновременно со взрывом появляется вода и др. Выше мы отметили очень важную роль таких наблюдений. Шахтовых геологов к расследованию не привлекают – они и рады. Поэтому многочисленные, к сожалению, катастрофы на угольных шахтах никого ничему не учат, т.к. «человеческий фактор» весьма разнообразен и присутствует практически везде. Пока не

будет организовано систематическое геологическое исследование участков всех имевших место катастроф, в будущем их не избежать. Уже сейчас можно утверждать, что в пределах локальных газодинамичесих структур углеразведочными скважинами будут фиксироваться обводнённые зоны с низким выходом керна и с соответствующими показателями кавернометрии. Содержания сорбированного в углях метана здесь понижены или вообще сведения о них отсутствуют по рассмотренным выше причинам.

Пока не получила широкого распространения разработанная специалистами ООО «Аэрокосмическая партия» методика дистанционного оконтуривания в формате 3D локальных газодинамических структур на основе картографирования в трёхмерном пространстве показателя напряжённо-деформированного состояния горных пород в массиве – геодинамического индекса. ДАО «Промгаз» (г. Москва) методика представлена для регистрации в качестве изобретения (авторы Я.М.Грицюк и В.М.Кочеткова). О её эффективности можно будет судить после предстоящей проверки построений буровыми работами. Кстати, площадь (и объём) выявленных указанным способом в углепородных массивах локальных газодинамических структур в пределах Талдинской и Нарыкской площадей [2] составляет 10-15%, что сопоставимо с количеством продуктивных скважин относительно их общего числа в бассейне Сан-Хуан (см. выше).

Первоначально поисковые признаки залегающих на глубине газодинамических структур в Кузбассе нами были обнаружены в виде локальных, диаметром 1-3 км, купольно-кольцевых поднятий современного рельефа в поле шахты «Аларда» и в его окрестностях [7]. Установлено, что в подземных горных выработках таким структурам соответствуют участки высокой газодинамической активности. С нашей подачи у местных угольщиков появился в обиходе термин «газовые пузыри», – опасные газодинамические объекты.

На всех исследованных площадях оконтуренные указанным способом локальные газодинамические структуры при субгоризонтальном залегании угольных пластов занимают секущую крутонаклонную ориентировку с погружением в восточном направлении. Локальные зоны разуплотнения имеют горизонтальную мощность около километра, они ограничены градиентами показателя напряжённо-деформированного состояния углепородных массивов с преобладанием в их пределах напряжений растяжения (разуплотнения) горных пород без разрыва их сплошности. По простиранию они кулисообразно сменяют друг друга при расстоянии между отдельными кулисами 3,5-4,0 км. В промежутке между такими структурами углеразведкой установлены пластопересечения с высокими содержаниями сорбированного метана. Угольные пласты здесь в условиях преобладающего сжатия (уплотнения) имеют увеличенную мощность, вплоть до диапиризма угольного вещества в область кровли.

**Механизм газодинамических процессов**, ответственных за формирование, постоянное функционирование, и, вероятно, разрушение локальных газодинамических структур можно представить только в самом общем виде. На множестве геодинамических разрезов в пределах различных разобщённых площадей на юге Кузбасса повсеместно устанавливается близмеридиональная ориентировка простирания газодинамических структур с погружением в восточном направлении. По мнению специалистов в области современной геодинамики [8-10], такая ситуация свидетельствует о доминирующей роли при формировании таких структур постоянно действующих ротационно-инерционных напряжений в литосфере, вызывающих её неуклонное смещение к западу. На эти напряжения накладываются солнечно-лунные твёрдые приливы в литосфере, усиливающие колебательные изменения напряжённо-деформированного состояния горных пород в массиве и действующие как естественные тектонические насосы, перекачивающие концентрации метана в направлении: сорбированные → подвижные. Импульсные сейсмические события, также в Кузбассе имеющие ротационно-инерционную природу, воздействуют на газодинамические очаги аналогичным образом, усиливая контрастность газодинамической ситуации в южной, наиболее сейсмически активной, части бассейна. Очень важным обстоятельством является крутонаклонное залегание газодинамических структур, свидетельствующее о том, что они «питаются» не

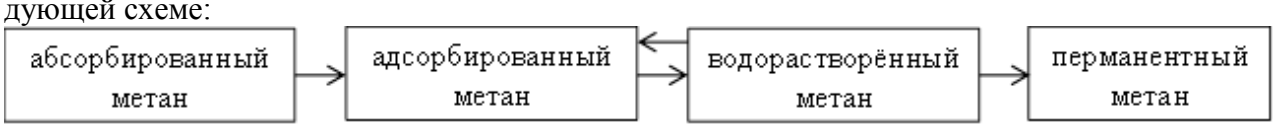
отдельными угольными пластами, а всем углепородным разрезом бассейна и, возможно, реликтовыми продуктами дегазации залежей сланцевой нефти у его основания [5].

**Основные выводы.** С геологической точки зрения вполне очевидна обусловленность газодинамических явлений на угольных шахтах особенностями дифференциации во времени и в пространстве форм нахождения метана и напряжённо-деформированного состояния углепородных массивов. Поэтому следует говорить не о геологических аспектах проблемы газодинамической безопасности угольных шахт, а о том, что эта проблема в целом – геологическая. В этой связи существует реальная опасность принятия Государственной Думой закона о дегазации угольных месторождений, считающего первоочередными объектами угольные пласты с высоким содержанием сорбированного метана. С геологической точки зрения эти объекты наиболее безопасны и, к тому же, включают угли наиболее высокого качества, которое несомненно будет ухудшено в процессе дегазации. В рамках геологической концепции вслед пока не известному закону можно предложить формулировку задачи: «Поиск и оконтуривание в трёхмерном пространстве угольных месторождений локальных газодинамических структур с их последующей дегазацией с поверхности».

Устранение шахтовых геологов от расследования причин катастрофических газодинамических явлений на угольных шахтах не стимулирует их желания вникать в обозначенные в настоящем докладе аспекты газодинамической безопасности подземной угледобычи. Не уделяется этой проблеме никакого внимания и в программах подготовки геологов-угольщиков в ВУЗах Кемеровской области. На выпускающих кафедрах не ведется соответствующая научно-исследовательская работа.

В целом же, в числе научных выводов и, главным образом, практических рекомендаций, вытекающих из нашего исследования, отметим следующее:

1. Метаносфера Кузнецкого угольного бассейна – относительно замкнутая система. Её вероятная подпитка снизу внешним ореолом залегающих в базальных слоях прогиба залежей сланцевой нефти компенсируется дегазацией метана из приповерхностной зоны газового выветривания углепородных массивов. Внутри системы наблюдается направленное преобразование форм нахождения метана под воздействием природных факторов по следующей схеме:




Наиболее интенсивно эволюция форм нахождения метана происходит в южной, наиболее сейсмически активной, части Кузбасса.

2. Для нейтрализации негативных последствий «Инструкции по определению и прогнозу газоносности угольных пластов и вмещающих пород при геологоразведочных работах» 1977г. необходимо, в первую очередь, внедрить при буровой углеразведке в Кузбассе опробование и определение раздельно содержаний аб- и адсорбированного метана в углях и подвижных его форм в углях и во вмещающих породах. Накопленный опыт таких работ позволит ставить вопрос о коренном пересмотре всей нормативной базы углеразведки.

3. Под эгидой Департамента по угольной промышленности и энергетики учредить постоянно действующую Геологическую комиссию, вменив ей в обязанности расследование совместно с шахтовыми геологами прошлых и текущих причин газодинамических явлений на угольных шахтах Кузбасса с обобщением, в первую очередь, характера проявления таких участков в материалах предшествующих углеразведочных работ. Это позволит обосновать геологические и технологические признаки опасных газодинамических структур.

4. На кафедрах ВУЗов Кемеровской области, начавших выпуск геологов-угольщиков, сосредоточить научно-исследовательские работы по изучению газоносности угольных месторождений и геологических критериев газодинамической безопасности под-

земной угледобычи; в программах подготовки геологов-угольщиков предусмотреть решение этих задач в необходимом объеме.

5. Рассмотреть возможность оперативной переоценки категорийности угольных пластов по газовому фактору на действующих и проектируемых шахтах, опирающейся только на уровень содержаний в углях сорбированного метана без учета других геологических критериев, как несостоятельную.

**Список литературы**

**1.** Инструкция по определению и прогнозу газоносности угольных пластов и вмещающих пород при геологоразведочных работах // «Недра». Москва. 1977. 96 с.

2. Грицюк Я.М. Извлечение сорбированного метана // ТЭК и ресурсы Кузбасса – N6. 2013. С. 57-61.

3. Кривцов А.Т. О методике прогнозирования газоносности глубоких горизонтов Донецкого бассейна. В кн.: «Угольные бассейны и условия их формирования». М.: Наука, 1983, с.31-33.

4. Голицин М.Б., Голицын А.М., Пронина Н.В. Перспективы развития добычи метана из угольных пластов // Горный информационно-аналитический бюллетень. МГГУ. N 6, 2002. С.120-125.

5. Грицюк Я.М. Где и как искать в Кузбассе месторождения сланцевой нефти // ТЭК и ресурсы Кузбасса. N 2. Кемерово. 2013. С.56-58.

6. Пучков Л.А. Реальность промысловой добычи метана из неразгруженных пластов. – М.: Из-во МГГУ. 1996. 23 с.

7. Грицюк Я.М., Кочеткова В.М., Холявко Г.Р., Епифанцев О.Г., Плетенчук Н.С. Геологические методы оценки газодинамической опасности на угольных предприятиях и прогноз катастрофических явлений // В кн. «Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов». Международн. Научно-практическая конференция. – Новокузнецк. 2010. С.367-375.

8. Викулин А.В. Ротация и прогноз напряжённого состояния недр Земли // Труды межд. Конф. «Геодинамика и напряжения недр Земли». Изд. СО РАН. Новосибирск, 2004. С.19-25.

9. Тяпкин К.Ф. Вращение Земли – фактор, определяющий направленность геологических процессов и геофизические поля // Геол. и геофизика. N4 – 1994. С. 8-14.

10. Шило Н.А. Ващилов Ю.Я. Земные приливы как тектонический насос и вибратор // ДАН СССР. – 1989 – 307. N4. С. 833-836.

УДК 622.33; 331.101.52

## АДАПТАЦИЯ СОБЫТИЙНЫХ ОБЪЕКТОВ В СВЯЗИ С КОНКУРЕНЦИЕЙ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ КОМПАНИЙ

***к.г.-м.н. Гумиров Ш.В.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Для управления и успешной конкуренции корпораций, в том числе угледобывающих компаний, вводится понятие «событийный объект», адаптация и развитие которого подчиняется тем же закономерностям, что и адаптация объекта неживой природы. Это позволяет использовать разработанную автором теорию адаптации объектов неживой природы и методологию адаптивного анализа для управления быстро протекающими событиями, в том числе производственными и экономическими.

***Ключевые слова:*** адаптация объектов, корпорация, фирма, социология, личность.

## 1. Введение

Теория адаптации объектов неживой природы, разработанная автором для исследования объектов неживой природы [3], применяется в геологии [1], в управлении производством [2, 4], в социологии [5]. Методология адаптивного анализа, созданная на основе указанной теории, позволила установить закономерности твердофазной диффузии, углеобразования, рудогенеза, дифференциации вещества мантии и литосферы [3]. Быстрая изменчивость, присущая некоторым объектам, требует введения понятия «событийный объект» для исследования и управления процессами адаптации динамичных объектов, в том числе конкурирующих корпораций.

Рассмотрим различие между материальными объектами неживой природы и событийными объектами.

## 2. Материальные объекты

**Под объектом неживой природы (далее *объектом*)** мы понимаем ту часть среды, которая локализована в многомерном пространстве, образованном параметрами самого объекта и внешней среды. Состояние объекта характеризуется его местоположением в этом пространстве, т.е. его координатами. Объект, изменяясь, может перемещаться в многомерном пространстве как непрерывно, так и дискретно, переходя из одного фазового состояния в другое. Поэтому многомерное пространство, образованное параметрами среды, назовем фазовым пространством.

То есть, *объект – это та часть внешней среды, которая локализована в фазовом пространстве, образованном параметрами объекта и внешней среды.*

***Объекты имеют иерархическое строение:*** объект *i*-го уровня состоит из материальных элементов (далее *элементов*), каждый из которых является объектом *i-1* уровня, состоящим из объектов *i-2* уровня, и так далее. В этой иерархии элементы самого нижнего уровня – это те объекты, внутри которых либо невозможно выделять элементы, либо в этом нет необходимости, исходя из условий решаемой задачи.

*В качестве внешней среды по отношению к изучаемому объекту выступает совокупность различных энергетических полей и объектов разных уровней.*

***Элементу присуще свойство создавать связи с другими элементами, т.е. обмениваться с ними энергией, веществом***. Между элементами, локализованными в трехмерном пространстве, устанавливаются устойчивые связи, что приводит к сближению их состояния в многомерном фазовом пространстве, т.е. такие *элементы самопроизвольно объединяются в объекты*.

Однако устойчивые связи могут возникать и между элементами, которые разобщены в трехмерном пространстве. Поэтому один и тот же элемент может входить в различные объекты, характеризующиеся разными свойствами. Это позволяет следующим образом расширить определение термина объект.

*Объект – это та часть внешней среды, которая в той или иной степени локализована в фазовом пространстве. Различные объекты могут перекрываться.*

Действующие на объект факторы внешней среды имеют либо энергетическую *(Э)*, либо вещественную *(В)* природу. Воздействие фактора начинается тогда, когда возникает его градиент на контакте объекта и внешней среды. В результате формируется *ВЭ* – поток сквозь объект. Часть потока расходуется внутри объекта, другая проходит сквозь объект: изменяется и возвращается во внешнюю среду.

Локализация элементов объекта в многомерном фазовом пространстве означает близость их координат. Благодаря такой локализации, количество энергии и вещества, передаваемой в единицу времени между элементами объекта, т.е. суммарная мощность *ВЭ* – потоков внутри объекта, выше, чем между объектом и внешней средой. Это обеспечивает быстрое реагирование объекта на изменения внешней среды, т.е. является условием целостности объекта. Целостность объекта выражается в том, что изменение одного из его элементов под воздействием внешней среды вызывает изменение всех других его элементов. То есть, объект на внешнее воздействие реагирует как единое целое.

*Объект обладает целостностью в том случае, если скорость ВЭ – потоков между элементами объекта выше, чем между объектом и внешней средой.*

## 3. Событийные объекты

Внешний фактор может воздействовать либо на весь объект, либо на его локальную область, и может действовать либо кратковременно, либо в течение всей жизни объекта.

К внешнему воздействию объект адаптируется следующим образом: малопрочные связи между элементами рвутся и образуются новые связи, устойчивые к данному воздействию. На внешнее воздействие реагирует либо весь объект, либо его часть. Реагирующую часть объекта назовем комплексом. Если в ответную реакцию вовлекается весь объект, то комплекс и объект совпадают.

***Одноактное внешнее воздействие на объект назовем событийным актом.***

**Комплекс** – *это та часть объекта, которая существует лишь в момент действия событийного акта, целостно реагируя на него.*

Таким образом, при каждом событийном акте, в ответную реакцию объекта вовлекается некоторое подмножество его элементов, локализованное в зоне контакта объекта с внешним воздействием. Указанное подмножество элементов и есть комплекс [1]. Зона контакта рассматривается в многомерном пространстве объекта, то есть необязательно в трехмерном пространстве.

Процессы реагирования на одноактное внешнее воздействие, протекающие в комплексе, являются событийным элементом *(СЭ)*.

**Событийный элемент** *(СЭ) – это процесс одной адаптации комплекса к одному событийному акту.*

Объект может одновременно подвергаться воздействию нескольких событийных актов. В результате этого возникают несколько комплексов, которые могут полностью или частично перекрываться. В этом случае один и тот же материальный элемент объекта может одновременно входить в несколько перекрывающихся комплексов, то есть одновременно могут существовать несколько перекрывающихся событийных элементов. В этом случае происходит единовременная ***сложная адаптация*** объекта к одновременному воздействию нескольких событийных актов.

Ресурсы материального элемента, обеспечивающие его функционирование и его связи с другими материальными элементами, ограничены. Поэтому, одновременное вхождение данного материального элемента в несколько комплексов приводит к конкуренции между комплексами за ресурсы данного элемента. И таким способом между перекрывающимися комплексами устанавливаются связи.

Поскольку событийный элемент – это процесс адаптации комплекса, то наличие связей между перекрывающимися комплексами означает и наличие связи и между соответствующими событийными элементами – несколькими процессами адаптации перекрывающихся комплексов. Следовательно, перекрывающиеся событийные элементы (процессы адаптивного реагирования перекрывающихся комплексов) взаимодействуют, тем самым образуя событийные объекты.

**Событийный объект** *(СО) – это завершенный процесс сложной адаптации материального объекта к множеству одновременно действующих факторов внешней среды. Сложная адаптация сопровождается взаимодействием событийных элементов (отдельных адаптаций перекрывающихся комплексов) вследствие их конкуренции за более выгодное перераспределение вещественно - энергетических ресурсов общих материальных элементов.*

***Внутренняя структура событийного объекта*** *– это логически организованная пространственно-временная топологическая структура, связывающая событийные элементы. Она накладывается на исходную структуру материального объекта, регулирует изменения мощности ИВЭ - потоков по связям между материальными элементами.*

В процессе своего формирования событийный объект воздействует на материальный объект, изменяя его внутреннюю структуру и его состояние, в том числе состояние его материальных элементов. В свою очередь, в ответ на это воздействие, материальный объект динамично влияет на событийный объект (рис.1).

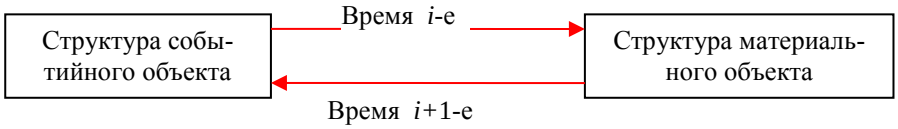



Рис.1. Последовательность взаимодействия структур событийного объекта *(СО)* и материального объекта *(МО)* в процессе адаптации *МО*

***Связь между двумя событийными элементами*** *– это взаимное влияние процессов адаптации двух перекрывающихся комплексов.*

В схематическом виде – это изменение мощности *ИВЭ*-потоков в канале, соединяющем два событийных элемента (адаптации двух комплексов). То есть, по такому каналу идет логически организованный нестационарный *ИВЭ* – обмен между двумя процессами адаптации двух комплексов, возникших в ответ на два одновременных акта внешнего воздействия.

Прочность связи между двумя событийными элементами характеризует устойчивость данной связи в процессе адаптации этих комплексов.

Переход *ИВЭ* – потока из нестационарного в стационарное состояние свидетельствует об окончания процесса адаптации. В этот момент перестают существовать и комплекс, и событийный элемент. Событийные объекты существуют в результате динамичного взаимодействия материальных объектов с внешней средой. Если нет событийных актов, действующих на материальный объект, то внутри материального объекта *ИВЭ* - потоки стационарны, следовательно, нет и событийных объектов.

Таким образом, событийный элемент (процесс адаптации одного комплекса), как и событийный объект (процесс одновременной адаптации нескольких наложенных комплексов) возникают внутри материального объекта лишь тогда, когда данный объект адаптируется к внешнему воздействию, переводящему *ИВЭ* – потоки материального объекта из стационарного состояния в нестационарное. Событийный объект любого уровня отвечает за адаптацию материального объекта и прекращает свою жизнь после перехода нестационарных *ИВЭ* - потоков в стационарное состояние.

## 4. Адаптация событийных объектов в процессе конкурирующего развития угольной корпорации

Событийный объект состоит из событийных элементов и обладает вполне определенной, динамично развивающейся топологией своей внутренней структуры. Адаптация к внешнему воздействию событийного объекта – это процесс приспособления:

- его внутренней структуры,
- входящих в него процессов адаптации отдельных комплексов.

Событийный объект постоянно адаптируется к внешней среде, т.к. существует в условиях динамичного изменения внешних воздействий на материальный объект – на угольную компанию.

В локальной области событийного объекта, вокруг нового событийного элемента, формируется событийный комплекс, состоящий из взаимодействующих событийных элементов. В событийном комплексе начинается изменение всех его событийных элементов. В зависимости от местоположения событийных комплексов и интенсивности внешнего воздействия адаптация событийного объекта бывает стабильной, структурной и катастрофической.

1. Стабильная адаптация событийного объекта – это его нормальное развитие. Она заканчивается стабильной адаптацией материального объекта, в данном случае угольной

корпорации.

2. Структурная адаптация событийного объекта происходит тогда, когда один или несколько событийных элементов лишаются *ИВЭ* – потоков, или же, наоборот, их величина становится катастрофически большой. Это приводит к разрушению некоторого подмножества связей между теми материальными элементами корпорации, которые входят в такие событийные элементы. В результате структурной адаптации событийного объекта, в материальном объекте (здесь, в угольной корпорации) возникают неадаптированные участки, где накапливается внутреннее напряжение.

3. Катастрофическая адаптация событийного объекта начинается в условиях катастрофического изменения внешних воздействий из-за роста их величины или частоты. Другой причиной катастрофической адаптации может быть появление такого нового внешнего фактора, к которому угольная корпорация (материальный объект) не способна приспособиться. Катастрофическая адаптация событийного объекта заканчивается разрушением связей между событийными элементами (см. рис.1).

В результате катастрофической адаптации событийного объекта внутренняя структура материального объекта (здесь, угольной корпорации) не может адаптироваться к внешним воздействиям, что может привести либо к распаду корпорации, либо к последующим неадекватным реакциям на последующие воздействия внешней среды.

## 5. Управление событийными объектами в угольной корпорации

Для предсказуемого управления угольной корпорацией необходимо:

1. Понимать иерархическую вложенность материальных объектов (элементов), например, отделов, цехов, шахт, и т.д., в том числе сотрудников.
2. Представлять состав материального комплекса, возникшего в ответ на внешнее воздействие, время его существования и другие его параметры. То есть, вовремя оценить и понять сущность событийного элемента.
3. В реальных условиях, когда на корпорацию воздействуют одновременно несколько внешних факторов, и когда одни и те же материальные элементы корпорации одновременно участвуют в нескольких материальных комплексах, то есть в нескольких событийных элементах, необходимо знать размер и другие параметры событийного объекта.
4. Переходя в пространство событийных элементов, необходимо понимать развитие событийного объекта, или нескольких взаимодействующих событийных объектов.
5. Оценить вид адаптации событийного объекта: стабильная адаптация, или структурная, или катастрофическая.
6. Такая редукция – переход от оценки адаптации материального объекта (корпорации) к оценке адаптации событийного объекта, позволит четко представлять и правильно анализировать процессы взаимодействия угольной корпорации с внешней средой. А также правильно распределять всевозможные ресурсы корпорации, как правило, ограниченные.

## 6. Событийные объекты в личности сотрудников корпорации

Предложенная теория адаптации событийных объектов может использоваться в обеспечении успешного развития корпораций, его коллективов, в управлении социальными процессами в обществе, а также для анализа и управления поведением личности сотрудника с целью успешного развития корпорации и самой личности.

В последнем случае возможность применения теории вытекает из следующего:

1. Носителем личности является материальный объект, а именно индивид. Личность состоит из множества отображений материальных элементов: самого индивида, близких людей, элементов из внешней среды индивида – материальной, социальной, экономической.
2. В ответ на внешнее воздействие в личности возникает комплекс, куда входит некоторое подмножество элементов. То есть возникает событийный элемент, отображаю-

щий адаптацию комплекса.

3. Одновременно в личности действуют несколько перекрывающихся комплексов, образующих событийный объект.

Материальные элементы личности ранжированы по степени их ценности для индивида. Поэтому, для получения сильного эффекта достаточно оказать достаточно слабое внешнее воздействие на самый ценный элемент по шкале личности. Это приведет к структурной, а в некоторых случаях к катастрофической адаптации событийного объекта.

**Список литературы**

1. Гумиров Ш.В. Адаптивный подход при прогнозировании золотооруденения. – Естественные и технические науки, №1, 2008. – с. 179-182.

2. Гумиров Ш.В. Улучшение системы управления организацией и предприятием путем использования закономерностей адаптации. / Ш.В. Гумиров, Е.В. Пугачев // Вестник РАЕН (Западно-Сибирское отделение) Выпуск 6. Кемерово, 2004 г.-с. 115-122.

3. Гумиров Ш.В. Основы теории адаптации неживых объектов и адаптивный анализ в геологии. / Ш.В. Гумиров - Новокузнецк, СМИ, 1993.- 409 с.

4. Гумиров Ш.В. Адаптивное управление производством и организацией. / Ш.В. Гумиров, Е.В. Пугачев // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. Матер. Междунар. научно-практ. конф. Сб. науч. ст. Новокузнецк 2004 г.

5. Корел Л.В. Социология адаптации: вопросы теории, методологии и методики. /Л.В. Корел.- Новосибирск: Наука, 2005. - 424 с.

6. Бердник Л.П. Социально-экологическая адаптация населения в условиях радиоактивного загрязнения. /Л.П. Бердник // Дисс. канд. социологических наук - Екатеринбург - 2005. - 167 с.

УДК 622.33; 550.47; 53.044

## УЧАСТИЕ ИМПУЛЬСА АТОМА В БИОХИМИИ, УГЛЕФИКАЦИИ, МИНЕРАГЕНЕЗЕ

***к.г.-м.н. Гумиров Ш.В.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Рассматривается участие явления импульса атома в твердофазной диффузии, в геологических и в биохимических процессах. Впервые установлено, что минерал, вещество угольного пласта, живая клетка растений и организмов адаптированы к геохимическому составу земной коры одинаковым образом благодаря действию механизма импульса атома.

***Ключевые слова:*** углефикация, твердофазная диффузия, импульс атома, минерагенез, литосфера, биохимия, матричные элементы.

### 1. Импульс атома в твердофазной диффузии

Установленный автором *эффект массы атома* (1993 г.) заключается в более успешном перескоке диффундирующего в твердой фазе более массивного атома в потенциальную яму, ранее занятую элементом матрицы с меньшей массой – атомом, ионом или комплексом атомов. В результате исследования твердофазной диффузии в моноэлементных матрицах автором установлены [2] следующие причины увеличения скорости твердофазной диффузии химических элементов:

1) рост их атомной массы (вероятность $p$ = 0,81). Скорость диффузии увеличивается вследствие *роста импульса диффундирующих атомов*, следовательно, роста вероят-

ности успешного выбивания ими из узла кристаллической решетки элемента матрицы. Данное явление названо *«эффектом массы»* атома (рис.1);

При равенстве атомной массы атомов примеси и матрицы скорость диффузии меняется скачком. По шкале Чеддока теснота связи от умеренной до высокой

2) уменьшение их электроотрицательности ($p$ = 0,77). Приводит к сни-жению силы связи диффундирующих атомов с элементами матрицы;

3) частотный резонанс: быстрее диффундируют те химические элементы, у которых Дебаевская частота колебания такая же, как у элементов матрицы ($p$ = 0,70÷0,82). Ускоряет энергетическую накачку диффундирующего атома;

4) рост радиуса диффундирующих атомов или приближения к радиусу элемента матрицы (суммарная вероятность $p$ = 0,92). Приводит к ускорению энергетической накачки диффундирующего атома;

5) увеличение числа электронов во внешней электронной оболочке диффундирующих элементов ($p$ = 0,60). Ускоряет энергетическую накачку диффундирующего атома.

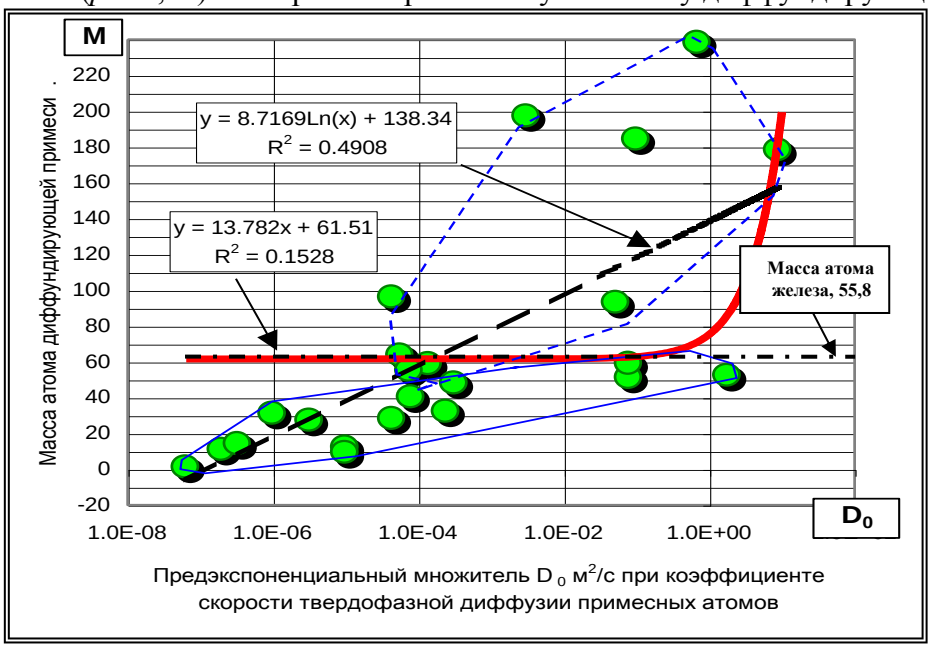



Рис.1. Твердофазная диффузия в железе: влияние на скорость твердофазной диффузии $D_0$ (ось $x$) атомной массы M (ось $y$) диффундирующих примесных элементов.

Твердофазная диффузия атома в минерале, также как и в моноэлементной матрице, складывается из множества его перескоков из потенциальной ямы кристаллической решетки в соседнюю яму и состоит из следующих этапов:

1. *Вхождения* диффундирующего атома в $i$-ю потенциальную яму с выбиванием из нее элемента-хозяина.
2. *Выхода* из $i$-й потенциальной ямы. Затем следуют либо *перескок*, либо *возврат*.
3. *Перескок* в соседнюю $i+1$ потенциальную яму.
4. *Возврат* в $i$-ю потенциальную яму.

Для реализации этапа *вхождения* атома, с выбиванием из нее элемента-хозяина, нужен достаточно большой импульс диффундирующего атома. Импульс прямо пропорционален его атомной массе и его кинетической энергии, именно здесь проявляется эффект массы.

Для объяснения *эффекта массы* диффундирующего химического элемента автор предположил, что *в локальной области кинетическая энергия всех матричных и примесных химических элементов одинакова. При этом условии импульс более массивного атома превышает импульс менее массивного*. Поэтому вероятность выбивания из потенциальной ямы элемента матрицы увеличивается по мере роста массы диффундирующего химиче-

ского элемента. Для демонстрации и подтверждения *эффекта массы* автором, совместно с Ш.Ш. Гумировым, разработана компьютерная программа [1,3]. В постановке данной модели (компьютерной программы) автор исходил из следующего, единственно возможного объяснения факта роста скорости твердофазной диффузии по мере роста атомной массы диффундирующей примеси. А именно: каждая локальная область кристалла получает одинаковую энергию тепловых колебаний, отсюда примем, что средние кинетические энергии всех атомов в локальной области приблизительно одинаковы:

$$\frac{m_1 V_1^2}{2} = \frac{m_2 V_2^2}{2};$$

но если:

$$m_2 > m_1 \text{ , то } V_2 < V_1 \text{ ,}$$

причем:

$$\frac{m_1}{m_2} = \frac{V_2^2}{V_1^2}.$$

Импульсы вычисляются по формуле:

$$P_1 = m_1 V_1 \text{ и } P_2 = m_2 V_2.$$

Следовательно:

$$\frac{P_2}{P_1} = \frac{V_1}{V_2} > 1 \Rightarrow P_2 > P_1,$$

и более тяжелый атом с массой $m_2$ имеет больший импульс.

Таким образом, эффект массы обусловлен тем, что с ростом массы атома возрастают его импульс, и, как следствие, вероятность его перескока в соседний кристаллический узел.

Вероятность реализации этапа *выхода* из потенциальной ямы растет с увеличением импульса атома, следовательно, его массы, а также его радиуса и частоты его колебания, которая увеличивается прямо пропорционально температуре среды, то есть частоте колебания элементов матрицы. *Если частота колебания элементов матрицы становится равной Дебаевской частоте колебания рассматриваемого атома, то связи данного атома с элементами матрицы рвутся,* и вероятность его выхода из потенциальной ямы приближается к единице. Этап *перескока* в соседнюю яму – это повторение этапа вхождения. Если он не реализуется, то следует этап *возврата* .

## 2. Участие импульса атома в минерагенезе и в углефикации

В результате изучения коэффициентов концентраций химических элементов установлено, что твердофазная диффузия участвует в миграции химических элементов в литосфере [2]. Данный вывод следует из сходства ступенчатых изменений коэффициентов концентраций элементов в литосфере (рис.2) и скорости твердофазной диффузии в моноэлементных матрицах (см. рис.1), и подтверждается ступенчатым изменением содержания примесных элементов в минералах (рис.3). Миграция химических элементов в литосфере начинается с их твердофазной диффузии. Сначала происходит активация химического элемента – его твердофазная диффузия из объема минерала на его поверхность. Затем следует его миграция в составе флюидов. Скорость миграции химического элемента тем выше, чем быстрее происходит его активация. По ступенчатому расположению кластеров на диаграммах, установлено, что элементами матрицы минералов, слагающих мантию и литосферу, являются $O^{2-}$, $SiO^{2+}$, $SiO_2$, $(SiO_4)^{4-}$, $(Si_2O_6)^{4-}$, $(Si_2O_7)^{6-}$, $Fe_2(SiO_4)$, $Mg_2(SiO_4)$ и т.д. (см. рис.2), а в кварце, в качестве элементов матрицы выступают $O^{2-}$, $SiO^{2+}$, $SiO_2$, $(SiO_4)^{4-}$, $(Si_2O_5)^{2-}$, $(Si_2O_7)^{6-}$ (см. рис.3).

Но твердофазная диффузия химических элементов, как отмечено выше, зависит также от температуры Дебая и от величины их атомов. Скорость твердофазной диффузии химических элементов ступенчато изменяется при равенстве указанных параметров диф-

фундирующих атомов и элементов матрицы, что позволяет определить величину радиуса и температуры Дебая элементов матрицы и уточнить их состав (рис.4).

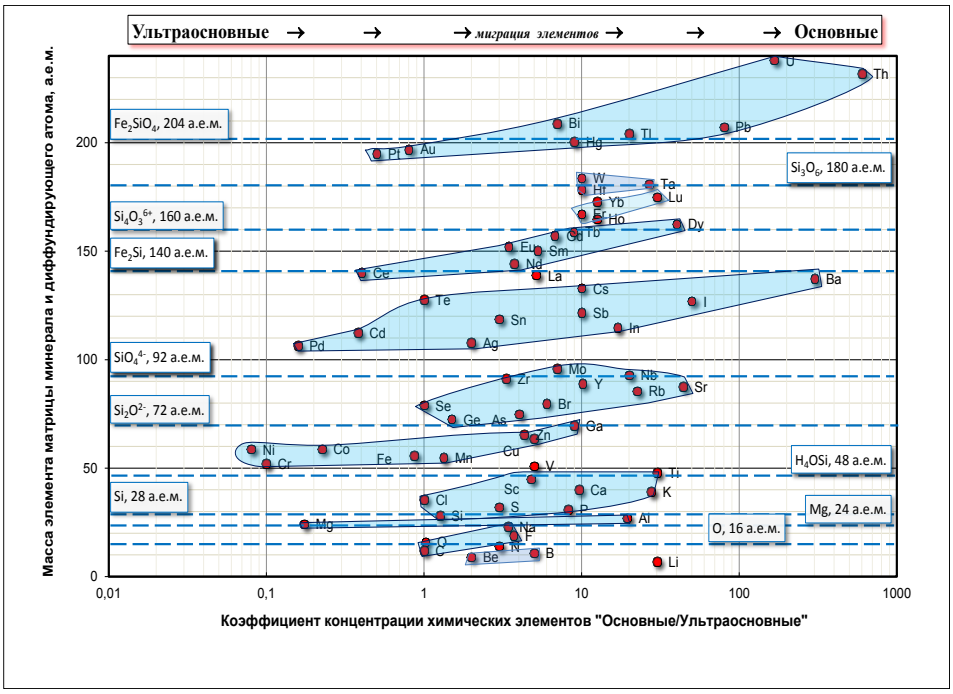
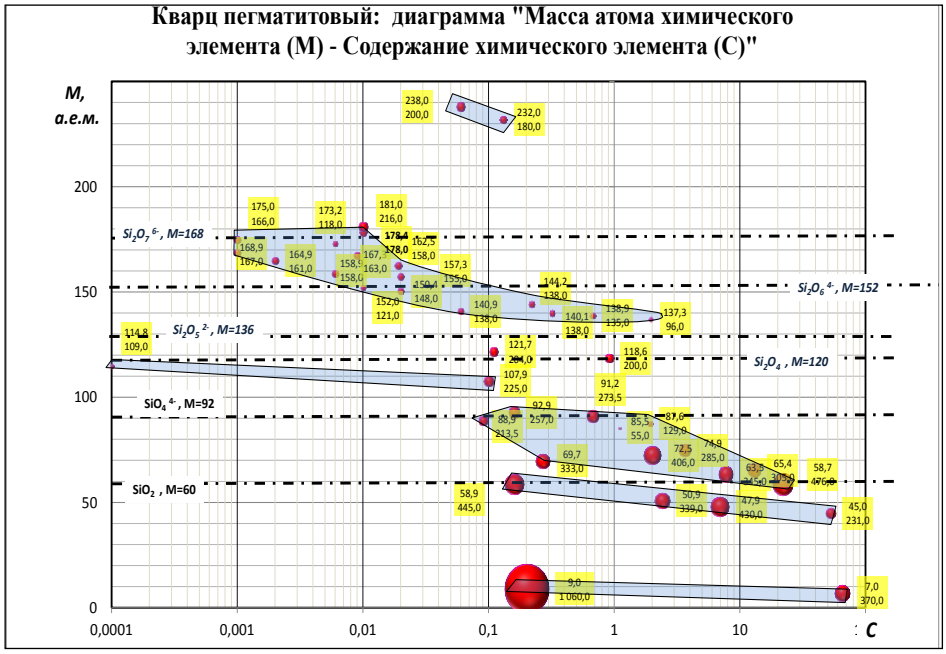



Рис. 2. Влияние массы (М) элементов матрицы минералов литосферы (атомов, их комплексов) на миграцию химических элементов. Коэффициент концентрации химического элемента – это отношение *его содержания* в верхнем слое литосферы, относительно нижнего слоя или мантии

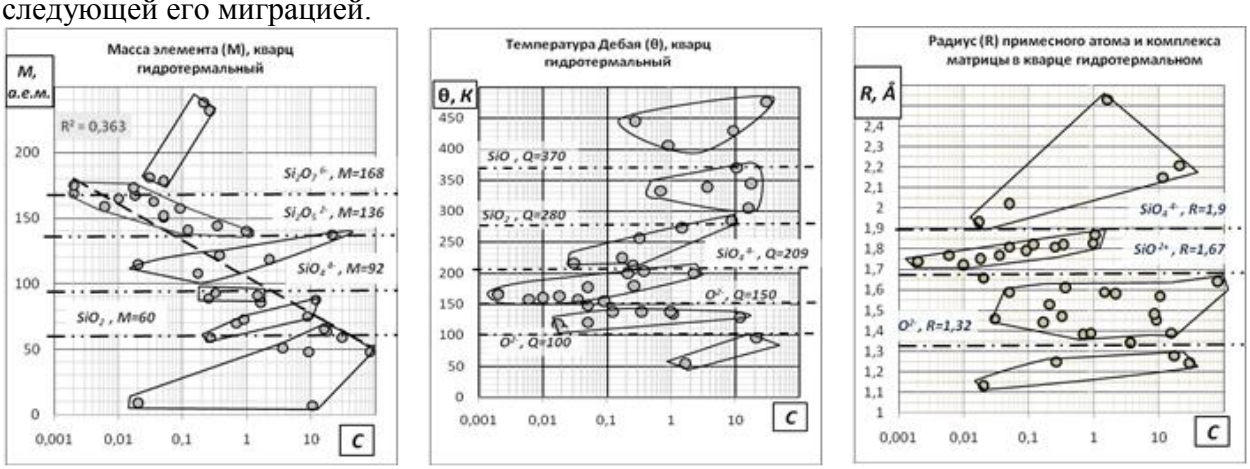



***C*** – содержание примесного элемента; М – масса матричных и примесных элементов
Диаметр знака примесного элемента пропорционален его температуре Дебая

Рис. 3. Влияние, на содержание примесных химических элементов в минералах, элементов матрицы минерала (атомов, их комплексов) и атомных параметров примесных элементов

Таким образом, сходство диаграмм «Масса атома – Скорость твердофазной диффузии в моноэлементных матрицах» (см. рис. 1), «Масса атома - Коэффициент концентрации

в литосфере» (см. рис. 2), в части ступенчатого расположения их кластеров, указывает на то, что эффект массы влияет на миграцию химических элементов в литосфере посредством их твердофазной диффузии. Миграция химического элемента – это дискретный процесс, периодически прерываемый минерагенезом элемента в благоприятных условиях среды по температуре, давлению, по геохимическим параметрам. Если условия среды становятся неблагоприятными, происходит активация химического элемента, сменяемая последующей его миграцией.




***C*** – содержание примесного элемента

Параметры матричных и примесных элементов:

M – масса, R – радиус, θ – температура Дебая

Рис. 4. Влияние на содержание примесных элементов в кварце параметров элементов матрицы кварца (атомов, ионов, молекул) и атомных параметров примесных элементов.

Химический элемент, в ходе его минерагенеза или миграции, реагирует на температуру среды через Дебаевскую частоту колебания (температуру Дебая), присущую данному элементу. Если температура среды повышается до уровня, когда частота колебания атомов минерала становится выше Дебаевской частоты колебания рассматриваемого химического элемента, то его атомы разрывают свою связь с соседними атомами и активируются, диффундируя из объема минерала. Таким способом адаптируется вещество растений в угольных пластах, в процессе углефикации (рис.5).

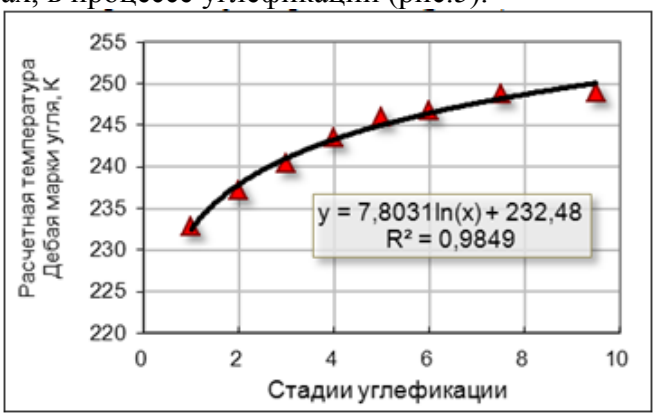


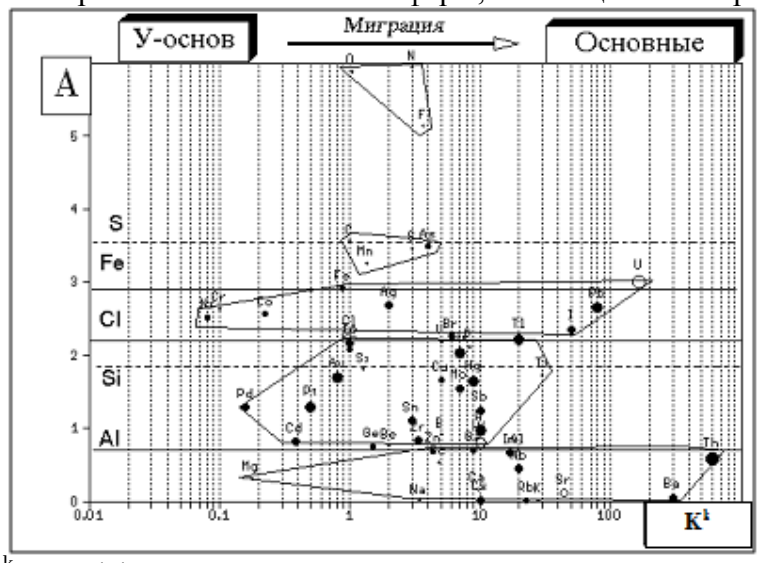

Рис.5. Изменения атомных параметров (ось y) усредненного химического элемента для вещества угольного пласта по стадиям углефикации (ось x). По шкале Чеддока теснота связи весьма высокая

На внешнее давление химический элемент реагирует через расстояние до инертного газа (наименьшее число электронов, теряемых атомом или приобретаемых им при создании внешней электронной оболочки ближайшего инертного газа), а на геохимические условия – через адаптивность *(A)* [2]. Посредством адаптивности элемента автором предложено оценивать ширину электрохимической области существования его соединений:

$$A_i = E^o_{i\,(max)} - E^o_{i\,(min)}, \text{ вольт},$$

где $(A_i)$ – адаптивность $i$-го химического элемента; $E^o_{i\,(max)}$, $E^o_{i\,(min)}$ - соответственно наибóльший и наименьший стандартные окислительно-восстановительные потенциалы образования его соединений.

Ступенчатое расположение кластеров мигрирующих химических элементов на диаграмме «Адаптивность химических элементов – Их коэффициент концентрации» также позволяет уточнять матричные элементы литосферы, влияющие на миграцию (рис.6).




$K^k$ – коэффициент концентрации, А – адаптивность, вольт

Рис.6. Влияние адаптивности элементов матрицы литосферы на миграцию химических элементов

В связи с дискретностью процесса миграции химических элементов и участия в ней твердофазной диффузии, нами введено понятие *«транзитный поток химических элементов», направленный снизу вверх и действующий в мантии и в литосфере постоянно и повсеместно. Транзитный поток химических элементов* состоит из их твердофазной диффузии из объема минералов и последующей миграции в составе флюидов. Химический элемент, при неблагоприятных для себя условиях (по температуре, давлению, по геохимической обстановке), активируется – диффундирует из объема минерала на его поверхность. Затем происходит его миграция в потоке флюидов. В благоприятных условиях химический элемент входит в состав минерала либо как минералообразующий элемент, либо как примесь. Вхождение химического элемента в состав минерала – это его твердофазная диффузия с поверхности минерала в его объем в градиентных полях температуры, давления и его концентрации.

Вектор миграции химических элементов в литосфере совпадает с направлением роста их атомной массы на диаграмме «М – $К_к$» (Атомная масса мигрирующих элементов – Коэффициент их концентрации). Скорость миграции химических элементов, следовательно, и транзитного потока, максимальна в проницаемых зонах мантии и земной коры. В существовании транзитного потока время играет существенную роль, так как с его увеличением растет вероятность перескока диффундирующего атома из одной потенциальной ямы в другую.

### 3. Импульс атома в углеобразующих растениях и в живой клетке

Малая валентность химических элементов, слагающих живые организмы и растения, позволяет быстро разрушаться тем химическим соединениям их тканей, которые неустойчивы в данных неблагоприятных условиях, и так же быстро создавать новые, более устойчивые соединения. В этом основная причина высокой адаптивности представителей живого мира.

В то же время в живом мире обеспечивается постоянство фундаментальных процессов, обеспечивающих само существование животных и растений. Известна одна базовая функция животных и растений, которая обеспечивает само их существование – это получение энергии из внешней среды. В растениях эта роль осуществляется хлорофиллом, а в животных – преимущественно гемоглобином. Эта базовая функция должна быть консервативна по своей природе, и именно поэтому в хлорофилле и в гемоглобине наиболее ярко выражены процессы, аналогичные медленным процессам в твердых телах - твердофазной диффузии.

Матричный элемент, в частности атом химического элемента, разрывает свои связи с соседними атомами в двух случаях:

1. Под воздействием большого импульса диффундирующего атома, выбивающего матричный элемент из потенциальной ямы.

2. При ослаблении силы межатомных связей из-за роста температуры среды, приводящего к увеличению частоты колебания до Дебаевской частоты матричного элемента.

В твердых телах энергия активности отдельных атомов в матрице меньше энергии связи между элементами матрицы, поэтому так устойчивы во времени твердые тела, в том числе минералы. В живой клетке химические реакции происходят в растворах, поэтому энергия активности отдельных атомов достаточно большая, и высока вероятность быстрой энергетической накачки и перескока любого атома из своей потенциальной ямы в соседнюю. И это может привести к нарушению базовой функций гемоглобина или хлорофилла – функции получения энергии из внешней среды.

Исходя из установленных закономерностей твердофазной диффузии, попытаемся выяснить, почему именно железо является центральным атомом гем-группы в гемоглобине, а магний – центральным атомом в хлорофилле, и что обеспечивает устойчивость гема и хлорофилла, точнее, постоянство их состава (рис. 7).

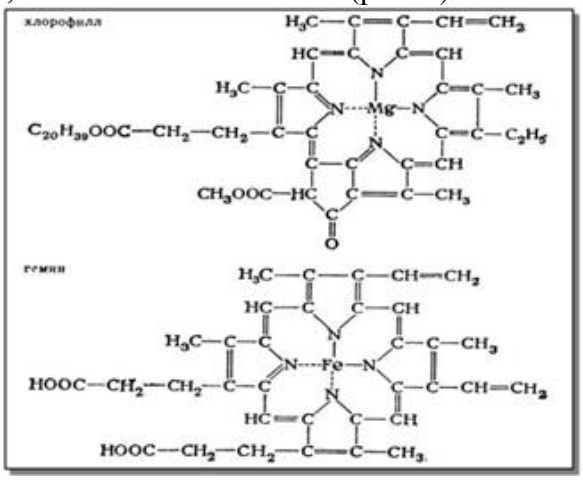



Рис.7. Хлорофилл и гем-группа гемоглобина

Для сохранения базовой функции в условиях высокой динамики в химических соединениях живой ткани должны существовать элементарные, саморегулирующиеся природные механизмы. На роль такого механизма подходит эффект массы атома. Именно эффект массы может обеспечить малую вероятность выхода атома железа из гема и магния из хлорофилла. В гемоглобине гем-группа содержит атом железа, непосредственно связанный с четырьмя атомами азота, суммарная масса которых (56 а.е.м.) на 0,15 а.е.м превышает массу атома железа (55,85 а.е.м.). Вследствие того, что масса атома 4-х валентного железа меньше суммарной массы связанных с ним 4-х атомов азота, импульс атома железа недостаточен для выхода из потенциальной ямы путем разрушения связей с атомами азота.

Рассматривая возможность перескока атома железа из одной потенциальной ямы гем-группы в другую, мы обязаны рассмотреть потенциальную яму, смежную с атомом

железа – потенциальную яму соседнего матричного элемента - ($C_4N$). Суммарная масса у комплекса ($C_4N$) равна 62 а.е.м., что больше массы атома железа на 6 а.е.м. Такое превышение массы элемента матрицы над массой атома железа исключает возможность вхождения атома железа в комплекс ($C_4N$): у атома железа нет достаточного импульса. Следовательно, комплекс ($C_4N$) можно рассматривать в качестве стабилизирующего элемента матрицы, противодействующего перескоку атома железа в соседнюю потенциальную яму.

У атома железа валентность доходит до 4+, а у атома магния валентность равна 2+. Поэтому, при выходе из потенциальной ямы, атом магния взаимодействует с двумя атомами азота. Масса атома магния равна 24,3 а.е.м., а суммарная масса двух связанных с ним атомов азота равна 28 а.е.м., что больше массы атома магния на 4 а.е.м. Следовательно, импульс атома магния недостаточен для выхода из потенциальной ямы комплекса ($MgN_2$).

## 4. Роль импульса атома в накоплении микроэлементов в минералах и в живой клетке

### 4.1. Накопление микроэлементов в минералах

Из приведенных выше рассуждений ясно, что в геме центральным атомом не может являться иной химический элемент, даже соседний с железом в периодической системе. Например, атом кобальта имеет массу около 59 а.е.м., что на 5 а.е.м. больше суммарной массы 4-х атомов азота, связанных с центральным атомом гема. Поэтому импульс атома кобальта достаточен для выхода из потенциальной ямы вместе со связанными с ним 4-мя атомами азота, что приведет к разрушению гема. У атома марганца масса 54,9 а.е.м., и его импульса недостаточно для образования гема путем перескока в потенциальную яму комплекса ($N_4$), с суммарной массой 56 а.е.м.

Автором установлено, что механизм включения примесных химических элементов в состав органических соединений и минералов одинаков в части участия импульса атома примеси, то есть эффекта массы атома. В результате анализа данных о содержании примесных элементов в кварце ($SiO_2$) различного происхождения мы установили, что матрица кварца состоит из 12 видов матричных элементов. Именно матричные элементы определяют содержание в минерале того или иного примесного элемента, в зависимости от его атомной массы. Другим фактором, влияющим на содержание в минерале примесного элемента, является его кларк – среднее содержание в земной коре (рис.8). Следовательно, кварц ранее в избытке получал все примесные элементы, которые поступали в его объем, и затем их часть диффундировала из минерала. Содержание примесных химических элементов в клинопироксене подтверждают данный вывод (рис.9).

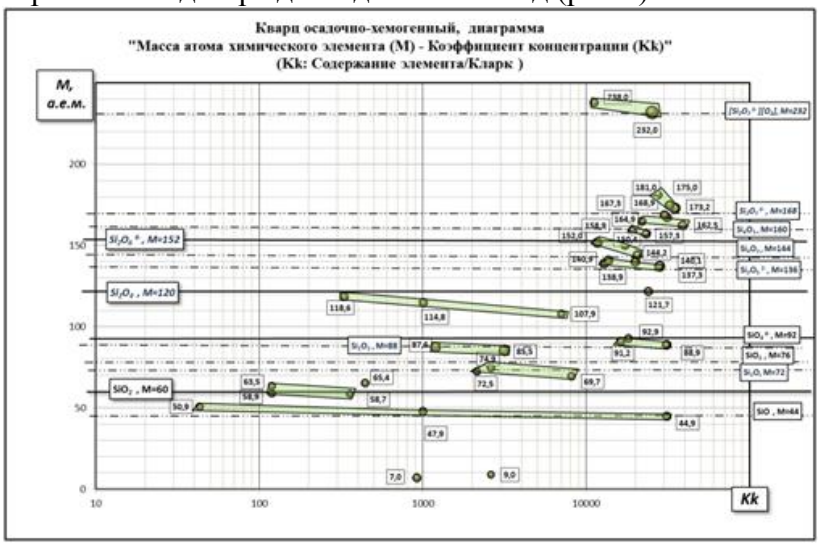



Рис.8. Коэффициент концентрации химических элементов в кварце в зависимости от массы их атомов и от массы элементов матрицы

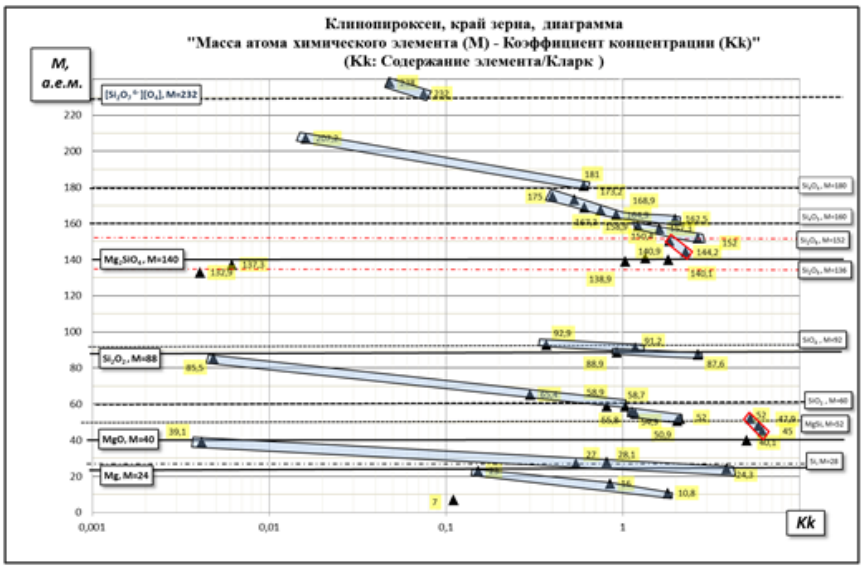



Рис.9. Коэффициент концентрации химических элементов в клинопироксене в зависимости от массы их атомов и элементов матрицы

### 4.2. Накопление примесных химических элементов в растениях и в организме

Содержание микроэлемента в организме человека подчиняется тем же законам, что и в минералах: оно максимально в случае близости массы его атома и массы элемента матрицы – атома, иона или комплекса (рис.10).

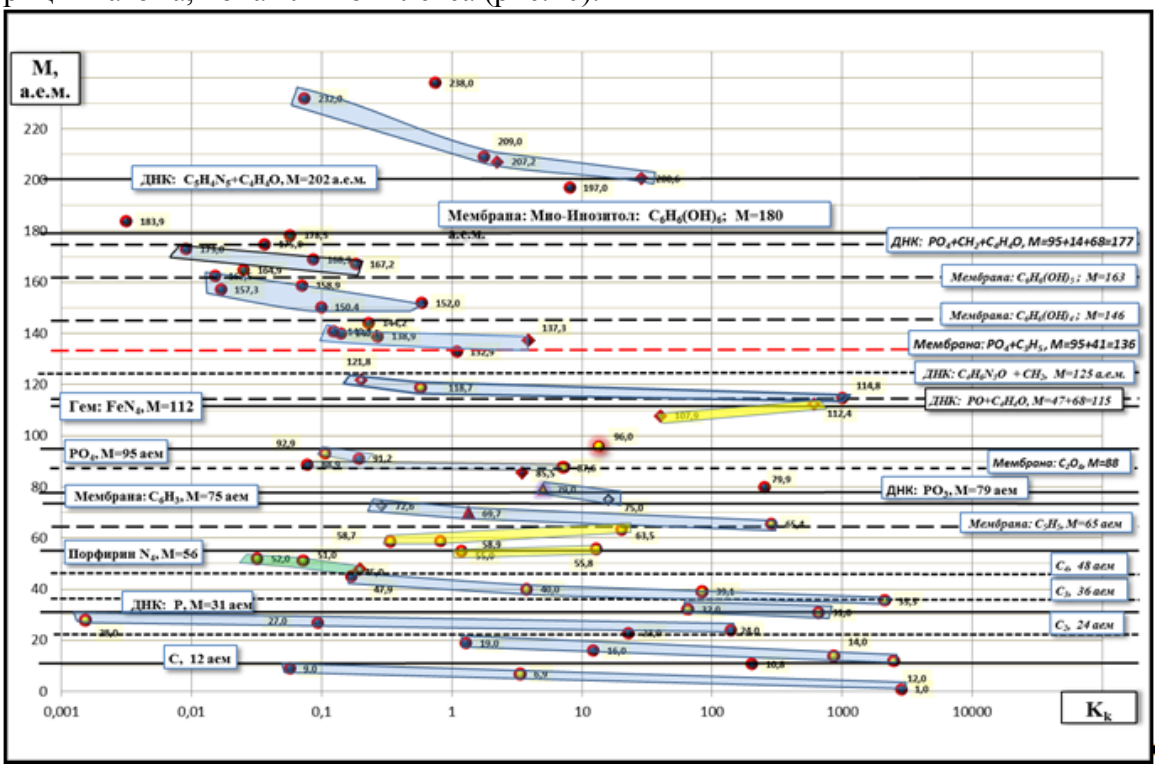



Рис.10. Коэффициент концентрации химических элементов в организме человека в зависимости от массы их атомов и от массы элементов матрицы. Показаны атомные массы химических элементов

В объектах живой природы, как и в минералах, по мере превышения массы атома примеси над массой элемента матрицы содержание примеси снижается. То есть, как и в случае с минералами, из организма уходят примесные элементы при участии эффекта

массы атома. Различие в том, что в минералах участвует твердофазная диффузия при накапливании примесных элементов. В организме твердофазная диффузия отсутствует.

Анализируя содержание микроэлементов в организме человека, можно говорить лишь об участии в этом процессе эффекта массы, то есть импульса атома. Имеется в виду, что атом примесного элемента может внедриться в состав элемента матрицы ткани организма лишь в том случае, если его импульс достаточен для выбивания из потенциальной ямы данного элемента матрицы, или, по крайней мере, достаточен для его сильного сотрясения. Это возможно, если масса примесного элемента приблизительно равна массе элемента матрицы, или превышает ее.

В организме, как и в минералах, наблюдается уменьшение коэффициента концентрации примесных элементов по мере роста их массы (см. рис. 8, 9, 10). Это характерно для интервала между двумя соседними элементами матрицы, отличающимися массой. Такое снижение коэффициента концентрации свидетельствует о более быстром выходе из более легкого матричного элемента организма или минерала тех примесных атомов, масса которых больше массы данного матричного элемента.

Вышеприведенный результат анализа диаграмм указывает на то, что механизм химических реакций в тканях организма имеет сходство с механизмом твердофазной диффузии в минералах. Сходство обусловлено следующим. Твердофазная диффузия примесного атома – это перескок из одной потенциальной ямы матричного элемента в другую, и перескок тем более успешен, чем массивнее примесный атом по сравнению с элементом матрицы.

Химическая реакция между примесным атомом и элементом матрицы тканей организма – тоже перескок, точнее переход примесного атома из одной потенциальной ямы матричного элемента в другую путем диффузии в жидкости. И перескок тем более успешен, чем массивнее примесный атом по сравнению с матричным элементом ткани организма. И наоборот, чем ближе величина атомной массы примесного элемента к массе матричного элемента (атома или комплекса), тем труднее примесному атому выйти из потенциальной ямы матричного элемента. Продолжительность удерживания в организме (время полувыведения) примесного химического элемента также зависит от способности его атома войти в потенциальную яму матричного элемента и задержаться там. Анализ показал, что чем ближе масса примесного элемента к массе матричного элемента, с которым он способен взаимодействовать, тем с большей вероятностью он входит в потенциальную яму матричного элемента и на больший срок задерживается в организме, то есть тем больше время его полувыведения.

Отметим, что массивные примесные атомы постоянно входят в потенциальные ямы легких матричных элементов, но через мгновение выходят из него.

Необходимо учитывать особые условия, в которых идут биохимические реакции в живом организме – это относительное постоянство температуры. При ее повышении время полувыведения снижается, а также разрушение гема может произойти достаточно быстро вследствие выхода атома железа из потенциальной ямы в порфирине.

## Заключение

В результате выполненных исследований показано, что в различных процессах, на атомарном уровне, атомы и комплексы атомов ведут себя как упругие физические тела, обладающие импульсом. В твердофазных процессах следствием этого является ускорение твердофазной диффузии примесных элементов по мере увеличения массы их атома. В растениях и в организмах импульс примесного атома проявляется через возможность его вхождения в матричный элемент (комплекс атомов) тканей растений или организма и через продолжительность времени его удерживания в этом комплексе. В биохимических процессах любой матричный элемент относительно инертен. Чтобы начался один акт химического процесса с его участием, необходим внешний толчок, и он существует в виде физического импульса атома или комплекса атомов. Следовательно, наличие в тканях ор-

ганизма примесных химических элементов является необходимым условием запуска множества актов биохимических реакций. Запуск реакции осуществляется путем выбивания более массивным диффундирующим примесным атомом легкого матричного элемента из его потенциальной ямы.

Если масса примесного атома приблизительно равна массе матричного элемента (атома или комплекса атомов), то примесный атом входит в матричный элемент, изменив его состав и меняя в дальнейшем его функции. Эти функциональные изменения могут иметь для растений или организма как положительный, так отрицательный эффект. При повышении температуры происходит выход из потенциальной ямы матричного элемента примесных атомов. Однако это может нести как пользу, так вред для углеобразующих растений или для организма. Последнее вызвано тем, что может произойти разрушение тех естественных биохимических реакций, которые основаны на эффекте массы.

**Список литературы**

1. Гумиров Ш.В. Моделирование твердофазной диффузии элементов для объяснения их дифференциации в литосфере и рудогенеза. – Естественные и технические науки, №1, 2008. – с. 183-188.

2. Гумиров Ш.В. Основы теории адаптации неживых объектов и адаптивный анализ в геологии. /Ш.В. Гумиров - Новокузнецк, СМИ, 1993. - 409 с.

3. Гумиров Ш.В. Моделирование процесса твердофазной диффузии химических элементов для объяснения их дифференциации в литосфере. / Ш.В.Гумиров, Ш.Ш. Гумиров // Вестник РАЕН (Западно-Сибирское отделение) Выпуск 5. Кемерово, 2002 г.- С. 273-282.

УДК 622.33; 552.57.001.18

## ПРОГНОЗ НАРУШЕНИЙ И ПАРАМЕТРОВ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА НА ОСНОВЕ ТЕОРИИ АДАПТАЦИИ ОБЪЕКТОВ НЕЖИВОЙ ПРИРОДЫ

***к.г.-м.н. Гумиров Ш.В.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Разработана методика прогноза размывов, неустойчивой локальной кровли, фациальных стыков русловых песчаников и связанных с ними малоамплитудных тектонических нарушений угольного пласта в межскважинном пространстве. Технология основана на теории адаптации объектов неживой природы и методологии адаптивного анализа угленосной толщи.

***Ключевые слова:*** нарушения угольного пласта, размывы, малоамплитудные тектонические нарушения, прогноз.

Работы по выявлению адаптационных связей между угольным пластом и углевмещающей толщей базируются на результатах исследованиий углеобразования (Л.Ш.Давиташвили, А.И. Егоров, Ю.А.Жемчужников, Г.А.Иванов, Н.В.Иванов, Л.Я.Кизильштейн, Л.В.Наливкин, П.П.Тимофеев и др.), морфологии угольного пласта и угленосной толщи (В.Н.Волков, А.Г. Кобилев, А.С.Тараканов, Т.А.Ягубянц и др.), строения угольных месторождений и бассейнов (К.В.Миронов, А.К.Матвеев и др.), современного осадконакопления (Л.Д.Курдюмов, А.А. Лучшева, А.И.Молдованов и др.) [2÷10].

В методологические рекомендации по адаптивному анализу угленосной толщи автор включил следующие базовые понятия:

- объект нижнего уровня $K_1$ – ландшафт со стабильным рельефом, где отложения различных фаций образуют один синхронный слой;

• объект среднего уровня $K_2$ – ритм ландшафтов (термин автора), сформировавших гранулометрический ритм, ограниченный маркирующими горизонтами. Это структурированное множество ландшафтов, т.е. объектов $K_1$;

• объект верхнего уровня $K_3$ - обстановка осадконакопления, где образовалось множество гранулометрических ритмов. Объект $K_2$ - это элемент для $K_3$;

• вещественно-энергетические потоки среды – это сформировавшие гранулометрический ритм палеопотоки; для оценки средней скорости течения в них автор ввел понятие «удельная динамичность осадконакопления (*У)*».

Удельная динамичность осадконакопления вычисляется через среднюю гидравлическую крупность зерна:

$$У = Д / М; \quad (1)$$

$$Д = 1М_г + 5М_{аг} + 10М_а + 100М_п, \quad (2)$$

где Д – динамичность осадконакопления [5]; $М_г$, $М_{аг}$, $М_а$, $М_п$ – суммарная мощность в ритме слоев соответственно аргиллита, алевритистого аргиллита, алевролита, песчаника; 1, 5, 10, 100 - коэффициенты, пропорциональные гидравлической крупности их зерен;

$$М = 3М_г + 2{,}5М_{аг}, +1{,}9М_а + 1{,}4М_п, \quad (3)$$

где 3; 2,5; 1,9; 1,4 – коэффициенты уплотнения для глины, суглинка, супеси, песка; М – исходная мощность гранулометрического ритма.

На основе теории адаптации объектов неживой природы и методологии адаптивного анализа объектов разработаны методологические рекомендации по адаптивному анализу угленосной толщи, и с их помощью выявлены адаптационные закономерности углеобразования, характеризующие генетические связи между угольным пластом и углевмещающей толщей [1].

Технология прогноза размывов угольного пласта, локальной неустойчивой кровли, фациальных стыков русловых песчаников и связанных с ними малоамплитудных разрывных нарушений и перегибов пласта основана на установленных автором закономерностях адаптации углеобразующего торфяника к интенсивности внутриболотных потоков и к палеоландшафту ложа торфяника.

Русловые депрессии почвы торфяника наследуются в торфяное болото в виде внутриболотных депрессий (углублений). По этим углублениям, при захоронении торфяника, проникают континентальные потоки, приносящие песок и алеврит. То есть, над русловыми депрессиями почвы торфяника, при захоронении торфяного пласта, располагаются внутриболотные реки и ручьи, в которых накапливаются песок и алеврит. Под весом этих осадков происходит дифференциальное захоронение пористого торфяника, и возникают глубокие реки и слабопроточные плеса, подобные озерам. По берегам рек и озер продолжается торфонакопление, а в руслах и озерах формируется локальная кровля угольного пласта. По латерали (вдоль слоистости) в сторону берега локальная кровля переходит в самую верхнюю часть угольного пласта, мощностью 2-20 см.

Глубина русловых депрессий почвы торфяника зависит от интенсивности континентального стока эпохи, предшествующей торфообразованию. А ширина и глубина внутриболотных рек и ручьев эпохи захоронения торфяника зависит от интенсивности континентального стока этой эпохи.

Если интенсивность континентального стока в эпоху формирования кровли угольного пласта такая же, как и при формировании почвы угольного пласта, то происходит *стабильная адаптация* аллювиальной, или аллювиально-дельтовой, или дельтовой обстановки осадконакопления, где периодически формировались мощные торфяники. То есть, для континентального стока последующей эпохи используются палеорусла и другие палеодепрессии предшествующей эпохи, а именно, палеодепрессии ложа торфяника. В этом случае обычно отсутствуют локальные кровли, размывы и другие нарушения угольного пласта.

Если интенсивность континентального стока в эпоху формирования кровли угольного пласта больше, чем в эпоху формирования его почвы, то происходит *структурная*

*адаптация* обстановки осадконакопления. Причина в том, что унаследованные из ложа торфяника внутриболотные депрессии не могут вместить континентальный сток эпохи захоронения торфяника. Поэтому возникают новые русла, при этом происходит размыв торфяного пласта во внутриболотных руслах. Начинается локальное захоронение торфяника во внутриболотных озерах и речных плесах. То есть, формируются размывы пласта, неустойчивые локальные кровли, выраженные фациальные стыки между русловыми песками и пойменными глинами. Пористость песка и глины отличается в 2÷3 раза, поэтому при переходе в скальную породу слои песка и глины с одинаковой мощностью, приобретают мощности, отличающиеся в 2÷3 раза. Поэтому на фациальных стыках образуются перегибы угольного пласта, с изменением угла падения на 20°÷30°. Так же различаются коэффициенты крепости аргиллита (образовался из глины) и песчаника (из песка) в 3÷5 раз. Именно поэтому, в процессе тектогенеза, на фациальных стыках возникают трещины скола и отрыва, которые часто переходят в сбросы и взбросы угольного пласта.

Если интенсивность континентального стока в эпоху формирования кровли угольного пласта намного превышает интенсивность стока эпохи формирования его почвы, то происходит *катастрофическая адаптация* обстановки осадконакопления. При этом начинается повсеместный смыв верхней части торфяника, что приводит к уменьшению мощности угольного пласта на 10÷20%.

Изменение интенсивности континентального стока изучали на диаграмме, где по горизонтальной оси откладывались значения скорости потоков, сформировавших породы кровли угольного пласта, а по вертикальной оси – почвы угольного пласта, для каждой разведочной скважины. Такие диаграммы позволяют прогнозировать размывы угольного пласта (рис.1), мощность пласта (рис.2) и другие параметры в межскважинном пространстве.

С ростом изменчивости *(И)* удельной динамичности осадконакопления *(У)* (рис.1) происходит уменьшение расстояния *l* между руслами (синхронное замещение угля аргиллитом, алевролитом, песчаником) и расстояния *L* между зонами размывов, состоящими из нескольких русел. Изменчивость равна: $И = У_в / У_н$.

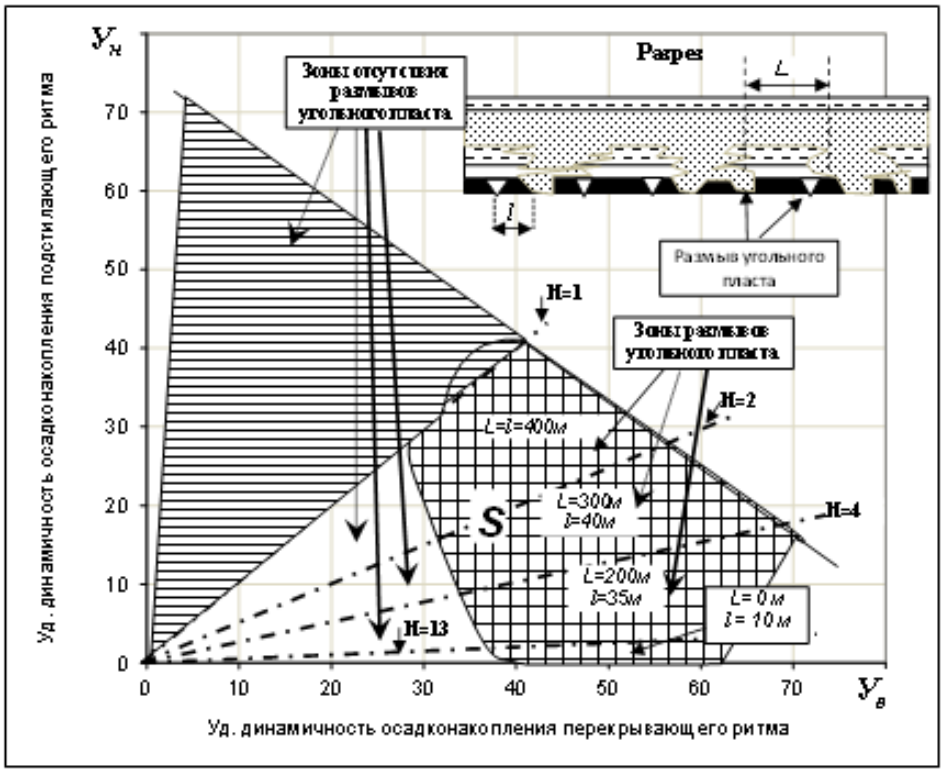
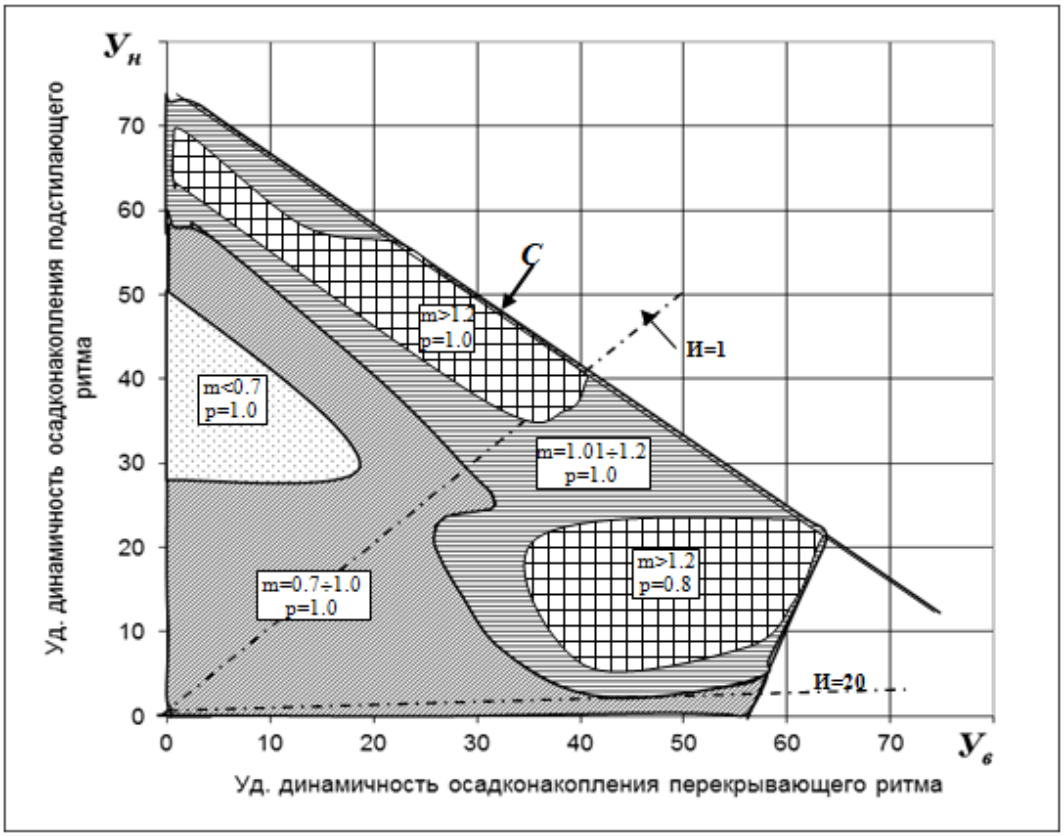



Рис.1. Фазовый портрет адаптации угольных пластов рабочей мощности, разделяющих смежные гранулометрические ритмы




m – мощность угольного пласта; p – вероятность встречи угольного пласта с мощностью m, И – изменчивость, $И = У_в / У_н$

Рис. 2. Фазовый портрет адаптации угольных пластов рабочей мощности, разделяющих смежные гранулометрические ритмы

Для адаптивного анализа применялись разработанные автором диаграммы:

1. *Фазовый портрет развития* (ФПР) обстановки осадконакопления. Оси диаграммы образованы удельной динамичностью осадконакопления пары смежных гранулометрических ритмов: нижнего (ось ординат) и верхнего (ось абсцисс) ритма. На диаграмме выделяются участки разных этапов адаптации.

2. *Фазовый портрет адаптации* (ФПА) обстановки осадконакопления, где возник торфяник. Одна ось характеризует удельную динамичность ритма почвы пласта, вторая – ритма его кровли. Пласт изображается на диаграмме точкой со значением какого-либо параметра угольного пласта, затем строятся изолинии параметра, выделяются участки разных этапов адаптации и внутри них оценивается характер изменений данного параметра пласта.

3. *«Площадь объекта – Концентрация элементов»,* где объект – угольный бассейн или пласт: концентрация элементов – это коэффициент угленосности в бассейне или мощность пласта.

В результате адаптивного анализа данных о гранулометрических ритмах мощностью 105 тыс. м, выполненного с помощью методологических рекомендаций по адаптивному анализу угленосной толщи, автор установил следующие закономерности адаптации аллювиально-дельтовой равнины:

1. Русла из ритма ландшафтов последующего времени развивались над поймой ритма ландшафтов предшествующего времени, а поймы – над руслами. Это вызвано миграцией русел из-за конечной скорости опускания и дифференциального прогибания поверхности седиментации, происходившего вследствие интенсивного уплотнения пойменных глин под весом перекрывающих русловых песков. Поэтому точки на ФПА и ФПР образуют кластер в виде равнобедренного треугольника, с вершиной в начале координат.

2. Ритм ландшафтов регрессивного типа развивался в условиях: стабильной адаптации объекта $K_3$ (русла наследовались из прежнего ритма); структурной (русла мигрировали); катастрофической (ритм сложен песчаниками).

3. Ритм ландшафтов трансгрессивного типа возник в условиях стабильной и катастрофической адаптации.

4. Ритм ландшафтов трансгрессивно–регрессивного типа возник в условиях стабильной, структурной и катастрофической адаптации.

В результате адаптивного анализа обстановки осадконакопления, сформировавшей углеобразующий торфяник, автор установил следующие адаптационные закономерности торфо-, осадконакопления.

По мере увеличения изменчивости скорости потоков:

$$\textbf{\textit{Изменчивость}} = \frac{\textbf{\textit{Уд. динамичнос ть осадконакопления ритма кровли}}}{\textbf{\textit{Уд. динамичнос ть осадконакопления ритма почвы}}}, \qquad (4)$$

последовательно сменялись этапы стабильной, структурной и катастрофической адаптации. На участках с повышенной мощностью торфяника начиналось его дифференциальное захоронение из-за сильного уплотнения торфа: русло переуглублялось, скорость потоков возрастала, отлагались русловые пески, сформировавшие локальную кровлю мощностью до 50 м, синхронную верхней угольной пачке мощностью 0,01÷0,2 м. На ФПА размывы развиты в кластере структурной адаптации, к кластеру катастрофической адаптации их число растет в 10 раз (см. рис.1) и в кровле пласта увеличивается доля русловых отложений, укрупняется зерно, текстура становится косослоистой.

Выявленные адаптационные закономерности доказывают связь ландшафта торфяника со смежными во времени ритмами ландшафтов и позволяют прогнозировать мощность, зольность и размывы пласта по литологическому составу гранулометрических ритмов его кровли и почвы.

При выполнении адаптивного анализа 7 угольных пластов, с целью прогноза их параметров, исходные данные автор разделил на два подмножества: обучающее и контрольное. На ФПА по обучающему подмножеству выделялись кластеры с близкими значениями параметра угольного пласта, внутри кластера значения параметра из контрольного подмножества сопоставлялись со средним значением параметра из обучающего подмножества. Это позволило определить, что достоверность прогноза параметров угольного пласта равна *0,62-0,81*.

## Список литературы

1. Гумиров Ш.В. Основы теории адаптации неживых объектов и адаптивный анализ в геологии. / Ш.В. Гумиров - Новокузнецк, СМИ, 1993.- 409 с.

2. Давиташвили Л.Ш. Эволюция условий накопления горючих ископаемых в связи с развитием растительного мира. / Л.Ш. Давиташвили - М.: Наука,1971.- 295 с.

3. Волков В.Н. Генетические основы морфологии угольных пластов. / В.Н. Волков - М.: Недра, 1973. - 136 с.

4. Иванов Г.А. Угленосные формации. / Г.А. Иванов. – Л., Наука, 1967, 1967, 407 с.

5. Кобилев А.Г. Методика литолого-фациального прогноза условий разработки угольных пластов. / А.Г. Кобилев, М.М. Лось - М.: Недра, 1976.-120 с.

6. Кизильштейн Л.Я. Генезис серы в углях. / Л.Я. Кизильштейн – Ростов-на Дону. Изд-во Ростов. ун-та, 1975.- 199 с.

7. Миронов К.В. Справочник геолога - угольщика. / К.В. Миронов - М.: Недра, 1982. - 311 с.

8. Молдованов А.И. Заиление прудов и водохранилищ в степных районах. / А.И. Молдованов -Л.: Гидрометеоиздат, 1978.-128 с.

9. Тимофеев П.П. Геология и фации юрской угленосной формации Южной Сибири. / П.П. Тимофеев – Труды ГИ АН СССР, 1969, вып. 197, 458 с.

10. Ягубянц Т.А. Палеогеоморфологический анализ условий формирования угольных пластов в южной части Восточного Донбасса. / Ягубянц Т.А. // Бюл. МОИП, отд. геол., 1976, т.51, №3, с.152-153.

УДК 622.864

# ОСОБЕННОСТИ ВЕДЕНИЯ И ВОССТАНОВЛЕНИЯ ПАСПОРТА И ФОРМУЛЯРА ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

***д.т.н. Журавлев Р.П.***
***ЗАО «НИИЦ КузНИУИ»***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** В статье рассмотрены вопросы восстановления паспорта и формуляра горных технических устройств (ТУ) и порядок их ведения в период эксплуатации и ремонта с целью идентификации ТУ, определения контрафактной продукции, надежности изделия в производственных условиях.

***Ключевые слова:*** паспорт, формуляр, восстановление, идентификация технического устройства

По настоящее время паспорта и другая эксплуатационная документация на технические устройства, в том числе дубликаты, оформляются и выдаются изготовителем оборудования. Восстановление паспортов и формуляров законодательно не предусматривается. В процессе приватизации дальнейшей смены собственников и персонала горных предприятий были утеряны многие документы, в том числе паспорта, формуляры, проекты. Многие заводы либо ликвидировались, либо были перепрофилированы. Значительное количество техустройств импортного и отечественного производства поступало через посредников без эксплуатационной документации, либо с ограничением наличия требуемых документов.

Паспорт и формуляр является основным документом, подтверждающим идентификацию технического устройства, изготовленного машиностроительным заводом в соответствии с требованиями стандарта на продукцию, или технических условий. Горные технические устройства (ТУ) являются в настоящее время многофункциональными машинами, состоящими из десятков узлов и сотен деталей с широким диапазоном сроков службы от 6 месяцев (уплотнения, подшипники) до пяти и более лет (металлоконструкции). Более того, в ряде случаев машины разного назначения увязаны в единый комплекс (очистной механизированный комплекс (ОМК) - гидрофицированная крепь, комбайн, конвейер забойный, крепи сопряжения, дробилка, перегружатель, насосная станция, гидро- и электрооборудование, система автоматизированного управления и защиты). ТУ эксплуатируются в сложных условиях (запыленность, газоопасность, влажность, агрессивное воздействие внешней среды, ограниченное рабочее пространство, динамическое воздействие горных пород и др.) Комплексы работают без перемонтажа от 6 месяцев до 2-3 лет. Замена деталей и узлов производится в ходе эксплуатации. В виду высокой стоимости запчастей, особенно импортных машин, приобретается контрафактная продукция у теневых поставщиков, либо кустарного изготовителя с отклонениями от конструкторских требований, без квалифицированного контроля и документов. Число поставок на шахты контрафактной продукции растет. В документах искажается дата изготовления, паспорта подделываются, а в большинстве - полностью отсутствуют. Сами шахты, разрезы, обогатительные фабрики не считают важным сохранение заводской документации, в ходе эксплуата-

ции не учитывают изменения в ТУ, сроки работы, замены узлов и деталей. Отсутствие паспорта и формуляра позволяет без лишних хлопот использовать контрафактные запчасти и узлы, а зачастую и ТУ в целом. Деятельность компаний – кустарей, занимающихся восстановлением и сбытом бывшего в употреблении оборудования, либо бракованной продукции наносит ущерб добывающим и перерабатывающим сырье предприятиям, заводам-изготовителям и, конечно, резко снижает безопасность труда на опасном производственном объекте (ОПО). В случае же поставок контрафактной аппаратуры защиты и контроля ТУ, средств индивидуальной защиты СИЗ, то и прямым источником травм со смертельным исходом [1]. Согласно стандартам РФ определены четко значения терминов «Паспорт», «Формуляр», «Дубликат документа».

Паспорт – документ, содержащий сведения, удостоверяющие гарантии изготовителя, значения основных параметров и характеристик (свойств) изделия, а также сведения о сертификации и утилизации изделия [2].

Формуляр – документ, содержащий сведения, удостоверяющие гарантии изготовителя, значения основных параметров и характеристик (свойств) изделия, сведения, отражающие техническое состояние данного изделия, сведения о сертификации и утилизации изделия, а также сведения, которые вносят в период его эксплуатации (длительность и условия работы, техническое обслуживание, ремонт и другие данные) [2].

Дубликат документа – повторный экземпляр подлинника документа [3].

Исходя из вышеназванных определений, паспорт является идентификационным документом завода-изготовителя для монофункциональных приборов и оборудования, запчастей с единым для изделия сроком службы и при отказе деталей, либо окончании срока службы подлежащих капитальному ремонту или утилизации.

Формуляр является идентификационным документом завода-изготовителя для сложных многофункциональных машин и комплексов, включающим перечень всех изделий, входящих в ТУ (комплекс ТУ) с паспортами этих изделий и перечнем взаимозаменяемых запчастей. Кроме того, он является обязательным эксплуатационным документом, в котором отмечаются все замены элементов каждого изделия при эксплуатации и ремонте, с указанием даты и причины, а также фиксируется новый паспорт заменяемого изделия.

Дубликат - это фотокопия подлинника, который является рабочим эксплуатационным документом и при утере подлинника может быть подтвержден только заводом-изготовителем.

С поступлением массовой контрафактной продукции машиностроения, а также ввиду сложившейся практики бесконтрольной эксплуатации изделия до полного износа и аварий с тяжелыми последствиями, в связи с исчезновением вышеназванной документации, возникла необходимость восстановления паспортов. Нормативных требований в горной отрасли по восстановлению вышеназванных документов нет. Есть опыт отдельных организаций (ООО «НТЦ «АКТАУ», Башкортостан [4], РД-96-95 [5], опыт авиационной промышленности [6] и др.).

Анализируя эксплуатационные документы ЕСКД (единая система конструкторской документации), опыт вышеназванных организаций, паспорта изделий горного машиностроения должны содержать следующие данные:

- завод-изготовитель, заводской номер, дата изготовления оборудования (при их отсутствии должна быть проведена диагностика изделия и на этой основе может быть присвоен инвентарный номер, который наносится на изделие и дата экспертизы (диагностики);
- сведения о материалах изготовленного оборудования;
- сборочный чертеж (чертеж общего вида) и геометрические размеры;
- разрешенные эксплуатационные параметры (давление, температура, степень циклического и динамического воздействия, электрические и гидравлические характеристики и др.);
- расчеты на прочность основных элементов;
- условия эксплуатации и монтажа (демонтажа).

Для определения эксплуатационных параметров оборудования необходимо провести комплексное техническое диагностирование оборудования, включающее в себя:

- изучение и анализ технической документации оборудования, имеющегося в наличии и его аналогов;
- наружный и внутренний осмотр, измерение геометрических параметров;
- проведение неразрушающего контроля сварных соединений, подшипниковых узлов, зубчатых и иных движущихся частей, дефектов металлоконструкций и взрывозащитных плоскостей и уплотнений, сосудов под давлением;
- выполнение требований для оборудования взрывозащищенного искробезопасного исполнения для опасных производственных объектов I-III категории;
- выполнение иных требований промышленной безопасности в соответствии с конкретной функцией изделия и условий эксплуатации.

На основе результатов технического обследования оформляется экспертное заключение о режимах и ресурсе безопасной эксплуатации оборудования, которое является неотъемлемой частью паспорта оборудования.

Формуляр на оборудование для горных предприятий разрабатывается заводами-изготовителями, проектными организациями и передаются потребителям при покупке ТУ и комплексов ТУ (очистные и подготовительные мехкомплексы, открытый и подземный транспорт, подъемные и вентиляционные установки, экскаваторы, бульдозеры, бурстанки, обогатительные модули и др.). Но, практически, с 90-х годов формуляры на горных работах не ведутся и используются только как учетный документ. При экспертных обследованиях невозможно учесть доработки изделий, текущие осмотры, переоборудование, ремонты, наработки изделий, внеплановые замены узлов и деталей машин, режим их работы. При отсутствии формуляра учесть контрафактную продукцию невозможно. В комплексах заменяются отдельные машины различных отечественных и импортных, а то и кустарных производителей. В итоге, в комплексах нарушается взаимоувязка машин, снижается эффективность применения, повышается аварийность и травмоопасность. В настоящее время, начала проводиться паспортизация оборудования с целью учета наличия и состава имеющегося в работе оборудования, не имеющего паспортов и техдокументации с проведением идентификации и функциональной работоспособности с выездом на предприятия без использования средств неразрушающего контроля. Работа по определению параметров оборудования и его идентификации оказалась весьма трудоемкой и с большими транспортными расходами. Рентабельность работ составляла от 5% до 10%, при средней цене за единицу паспорта 10000 рублей.

В 2014 году угольными разрезами Кузбасса объявлен конкурс на выполнение услуг по разработке паспортов энергетического и вспомогательного оборудования в количестве 871 единиц, при предложении от 2177,5 руб. до 10452,00 руб. В итоге стартовая цена принята 2177 руб. с шагом 20 руб. за единицу.

При таком нерентабельном конкурсе без учета технических требований и новой законодательной ответственности экспертов, качественное восстановление паспорта и, тем более формуляра, выполнить невозможно. За эти деньги можно сделать только дубликат паспорта по аналогу изделия без выезда на место нахождения изделия для идентификации данного варианта с аналогом паспорта. В такой дубликат можно вписать любое контрафактное изделие и получение его без подтверждения завода-изготовителя теряет смысл. Кроме того, в конструкторской документации паспорт приводится единый на все гидростойки и коммуникационное гидрооборудование, но не отмечается заводской номер на каждую гидростойку и коммуникационное изделие. Нагрузки на каждое изделие при эксплуатации различны и, в ряде случаев, превосходят максимально допустимые. В период капремонта гидростойки ремонтируют поточно, без учета маркировки и срока службы, а они являются главным силовым элементом крепи. Работу по восстановлению паспорта и формуляра должна проводить только экспертная и испытательная организация, аттестованная (аккредитованная) на проведение технического диагностирования оборудования и

имеющая лицензию на проведение экспертизы в соответствующей отрасли. В настоящее время экспертная организация не имеет права восстанавливать паспортную документацию с учетом реальной оценки функций ТУ методами НК и испытаний, но она и не имеет право проводить экспертизу без документов на ТУ. Следовательно 60% оборудования не имеет права на эксплуатацию практически на всх предприятиях.

Для обеспечения четкого выполнения порядка ведения формуляра и паспортизации горного оборудования необходимо законодательно или в рамках РД закрепить данные положения. Работу по восстановлению определять не по стоимости, а по качеству. Ответственность экспертной организации законодательно закреплена вплоть до уголовной, а ответственность за выбор экспертной организации только по цене работы без учета технического объема должен проконтролировать Ростехнадзор.

## Список литературы

1. Под чужим паспортом. Круглый стол//Уголь Кузбасса. – 2010. - Сентябрь-октябрь. - С. 46-50.

2. ГОСТ 2.601-2006. ЕСКД. Эксплуатационные документы. URL: http://www.gostinfo.ru/PRI/Page/GetPage?searchStringSIGN=2.601&lpage=1&MaterialID=257742 (дата обращения 15.04.2014).

3. ГОСТ Р 7.0.8-2013. СИБИД. Делопроизводство и архивное дело. Термины и определения. URL: http://www.gostinfo.ru/PRI/Page/GetPage?lpage=53&MaterialID=262186 (дата обращения 15.04.2014).

4. Разработка, восстановление и оформление дубликатов паспортов на технические устройства. URL: http://ntcaktau.ru/?page_id=49 (дата обращения 15.04.2014).

5. РД 10-96-95. Методические указания о порядке составления паспортов (дубликатов) паровых и водогрейных котлов. URL: http://www.docload.ru/Basesdoc/8/8658/index.htm (дата обращения 15.04.2014).

6. Наставления по технической эксплуатации и ремонту авиационной техники в гражданской авиации России (НТЭРАТ ГА – 93). М.: Департамент воздушного транспорта, 1994. - 340 с.

УДК: 631.618

# РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГЕОРЕСУРСОВ С ЦЕЛЬЮ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕКУЛЬТИВАЦИИ НА РАЗРЕЗАХ КУЗБАССА

***[1]д.б.н. Андроханов В.А., [2]к.б.н. Семина И.С.***

***1 - Институт почвоведения и агрохимии СО РАН, г. Новосибирск, Россия***

***2 - ФГБОУ ВПО « Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** С экологической точки зрения любое преобразование недр сопровождается формированием техногенных местообитаний, эффективность рекультивации которых в решающей мере определяется качеством слагающих их пород и созданным рельефом. По этой причине в понятие «георесурсы» следует включать не только полезное ископаемое, но и вмещающие и вскрышные породы, складируемые в отвалах. В процессе разработки месторождений при смешивании литогенных ресурсов рекультивации с горными породами на поверхности отвалов оказывается смесь пород, мало пригодная для восстановления процессов почвообразования, что является свидетельством нерационального природо- и ресурсопользования. Насколько в процессе отработки месторождения бу-

дут сохранены основные литогенные ресурсы, отвечающие за восстановление почвы, и учтены специфика рельефа и перспективы восстановления нарушенных земель после окончания эксплуатации разреза, во многом будет зависеть и эффективность рекультивационных мероприятий.

***Ключевые слова:*** Георесурсы, техногенные ландшафты, рекультивация, угольный разрез, карьер, отвал.

Развитие горнодобывающей отрасли связано с нарушением геологической среды, и в значительной мере обусловлено расширением открытой добычи полезных ископаемых с формированием новых техногенных ландшафтов. Современная концепция горных работ предполагает создание крупных карьеров, на которых возможно наиболее рациональное использование современной техники. При этом необходимо учитывать, что эксплуатация крупных разрезов сопровождается изъятием большой земельной площади под горные работы для складирования вскрышных пород и строительства объектов инфраструктуры, загрязнением водных объектов, атмосферного воздуха и трансформацией биогеоценозов в районах ведения горных работ. В последние годы за счет технического перевооружения производства и использования более производительного оборудования, с одной стороны, происходит укрупнение карьеров и отвалов и сокращение себестоимости продукции, а с другой усиление преобразования природной среды и возрастание негативных последствий в районах разработки месторождений.

В общем понимании техногенный ландшафт представляет собой разновидность антропогенного ландшафта, особенности образования которого, обусловлены производственной деятельностью человека. Если обычные антропогенные ландшафты оказываются чаще всего лишь в той или иной степени преобразованными естественными ландшафтами, то техногенные – практически полностью сформированы техническими средствами. Наиболее характерными представителями таких ландшафтов в Кузбассе можно считать отвально-карьерные ландшафты, образовавшиеся при разработке угольных месторождений открытым способом [7].

В ходе разработки месторождений открытым способом одной из основных технологических задач является создание устойчивого рельефа, как в карьере, так и на отвалах для безопасного производства работ и рационального размещения техногенных объектов. Для этого необходимо учитывать технологические свойства пород и формировать определенные элементы рельефа, которые в последующем составят основу будущих ландшафтов подлежащих рекультивации [5].

При этом установлено, что насколько в процессе отработки месторождения будут сохранены основные литогенные ресурсы, отвечающие за восстановление почвы и биогеоценозов в целом, и учтены специфика рельефа и перспективы восстановления нарушенных земель после окончания эксплуатации разреза, во многом будет зависеть и эффективность рекультивационных мероприятий [1, 2].

С экологической точки зрения любое преобразование недр земли сопровождается трансформированием или формированием техногенных местообитаний, экологическое состояние которых в решающей мере определяется качеством слагающих их пород. По этой причине в понятие «георесурсы» следует включать не только полезное ископаемое, но и вмещающие и вскрышные породы, складируемые в отвалах. Любая порода, складируемая в отвалах, характеризуется своими технологическими свойствами, которые определяют условия перемещения и складирования, и обладает тем или иным потенциалом, способствующим или препятствующим восстановлению в техногенном ландшафте разрушенной почвы и экосистемы. В этом смысле эффективное использование и сохранение георесурсов должно предполагать такую технологию отвалообразования, при которой создаются наилучшие условия реализации потенциала самовосстановления почвы и, соответственно, экосистемы.

Поскольку почва является базисом любой наземной экосистемы, определяющим направленность развития и особенности функционирования экосистем, то скорость ее формирования определяет скорость восстановления всех других компонентов экосистемы и качество их функционирования (фитоценозов, микробоценозов, зооценозов и т.д.). Однако темпы почвообразования, в первую очередь, зависят от качества литологических условий, создаваемых в стадию формирования техногенного ландшафта, и определяются, следовательно, свойствами георесурса и технологией отвалообразования. Поэтому скорость самовосстановления почвенного покрова в техногенном ландшафте и сингенетичных почвам экосистем рекомендовано считать мерилом экологической эффективности использования георесурса в технологиях формирования техногенного ландшафта и его последующей рекультивации.

Породы, содержащие физическую глину необходимого качества, называются потенциально плодородными породми (ППП). Основными ППП являются четвертичные породы, к которым относятся лессовидные покровные суглинки и глины. Материал, содержащий гумус, формируется в поверхностных слоях почвы и представляет собой плодородный слой почвы (ПСП). Эти основные субстраты составляют основу литогенных ресурсов рекультивации в Кузбассе. Это обусловлено тем, что именно эти субстраты обеспечивают восстановление основных почвенно-экологических функций и создают условия для быстрого восстановления естественных экосистем. Следует обратить особое внимание на то, что стратегически наиболее важными местными ресурсами рекультивации являются субаэральные лессовидные суглинки (ППП). Однако практика показывает, что эти ресурсы практически полностью губятся при существующих схемах открытой разработки месторождений. Лессовидные суглинки при отвалообразовании смешиваются с вмещающими породами, в той или иной степени метаморфизированными древними осадочными отложениями – песчаниками, алевролитами и аргиллитами.

В общем виде все ресурсы рекультивации делятся на две большие группы – литогенные и биогенные. Полнота и эффективность использования в проектах рекультивации литогенных ресурсов зависит от качества проекта, а биогенных – от скорости формирования внутрипочвенных биоценозов в условиях, созданных в техноземах с помощью литогенных ресурсов. Если бы местные литогенные природные ресурсы рекультивации не гибли при существующей неселективной системе отвалообразования, то перспективы рекультивации нарушенных земель в Кузбассе выглядели бы следующим образом (рис. 1).

На двух третях площади Кузбасса, где в основном сосредоточены угледобывающие предприятия, запасы местных литогенных природных ресурсов рекультивации достаточны для реализации проектов рекультивации с высокими параметрами почвенно-экологической и даже хозяйственной эффективностью. На всей этой территории можно реализовать проекты с высокой почвенно-экологической и хозяйственной эффективностью. Эти перспективы могут быть достигнуты в условиях, перехода от существующей схемы неселективного внешнего отвалообразования на селективную внутрикарьерную. Однако, в настоящее время, в связи со сложностью изменения технологии отработки на старых разрезах, практически невозможно в процессе отработки месторождения селективно формировать отвалы. В каждом конкретном случае необходимо учитывать геологическую специфику строения месторождений полезных ископаемых, и рассчитывать логистику движения пород и литогенных ресурсов, так, чтобы они могли размещаться в поверхностных слоях отвалов.

Любой техногенный ландшафт проходит в своем развитии две фазы – фазу техногенного формирования или образования и посттехногенную фазу развития (рис. 2). В техногенную фазу формируется своеобразная каркасная основа ландшафта, рельеф и его основные характеристики, породы с их вещественным составом и свойствами. В посттехногенную фазу развития ландшафта, силою естественных ландшафтообразующих и почвообразующих процессов сформированная каркасная основа преобразуется и техногенный

ландшафт постепенно внедряется, можно сказать вписывается, в окружающую природную обстановку.

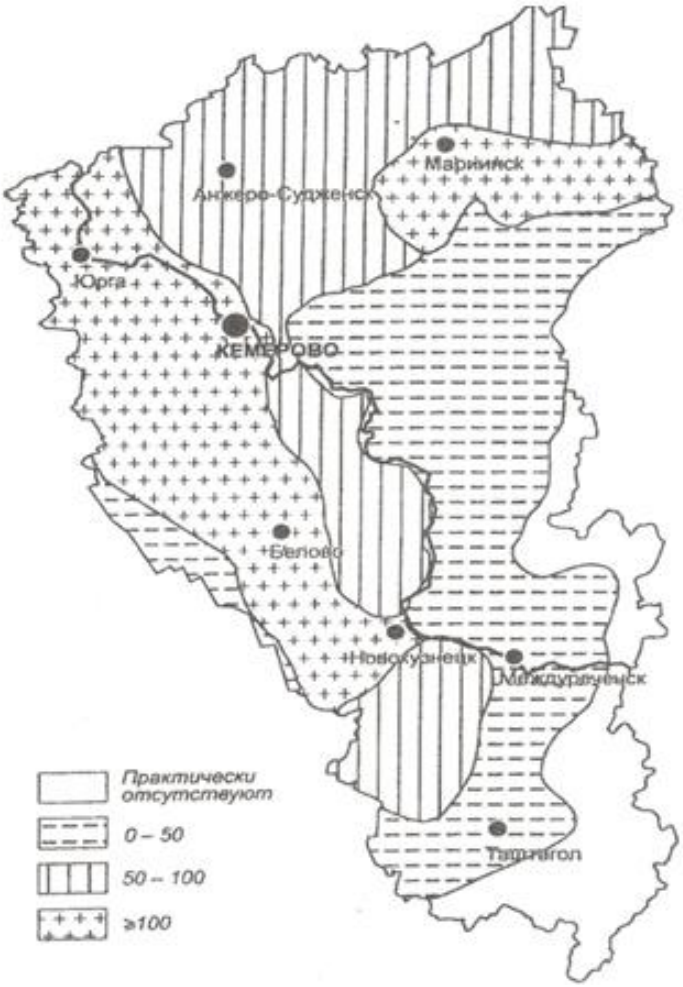



Рис. 1. Распределение местных природных ресурсов рекультивации в Кемеровской области, % от необходимого количества

Рис.2. Схема восстановления нарушенных ландшафтов

Скорость трансформации у каждого конкретного техногенного ландшафта своя и зависит от свойств литогенной основы, рельефа, климатических параметров нарушенной

территории и наличия биологических компонентов в непосредственной близости от техногенного ландшафта. При этом климат, рельеф, почвообразующие породы и биота, как известно, являются основными факторами образования почв. Поэтому получается, что скорость восстановления нарушенных территорий определяется скоростью формирования почв или почвоподобного образования. Понятно, что восстановление почв и ландшафта в целом невозможно без восстановления растительности. Восстановление растительности и сингенетичное с восстановлением растительного покрова образование почв и формирование хоть и своеобразного, специфического почвенного покрова позволяет, уже освоенные техногенные ландшафты называть, как было принято раньше природно-техногенными ландшафтами, территориями или комплексами [4].

Параметры, характеризующие данный техногенный ландшафт и особенности свойств, режимов и функций его экологических компонентов, определяют почвенно-экологический потенциал этого ландшафта. При этом под почвенно-экологическим потенциалом техногенного ландшафта необходимо понимать его способность обеспечить перспективы развития почвообразовательных процессов, самовосстановления комплекса свойств и режимов почвы и, в конечном счете, экосистемы в целом. Однако надо понимать, что коренное преобразование естественных ландшафтов значительно изменяет весь комплекс природных условий, поэтому если мы стремимся восстановить разрушенные экосистемы, необходимо воссоздать, хотя бы приблизительно исходный рельеф и селективно разместить на поверхности почвообразующие породы и плодородный слой почвы. Только создание почвоподобных образований на поверхности отвалов будет способствовать развитию процессов почвообразования и эффективному восстановлению растительного покрова. В противном случае невозможно восстановить ранее существовавшие естественные ландшафты [8]. Естественно, что для полного восстановления нарушенных земель требуются значительные материальные и ресурсные затраты, которые в современных экономических условиях производства горных работ, практически не доступны для выполнения рекультивационных работ с высокой эффективностью.

Таким образом, техногенез, особенности которого определяются сложившейся в регионе технологией неселективного по породам отвалообразования, формирует неблагоприятную для почвообразования поверхность техногенного ландшафта и неблагоприятный состав почвообразующих пород. По этой причине развитие биологических процессов подавляется, скорость восстановления нарушенных земель снижается, развитие экосистемы направлено на формирование экоклина, т.е. ландшафта, контрастно отличающегося по внешнему виду и функциям от естественных, ненарушенных территорий. В настоящее время почти треть (30,5 %) площади техногенных ландшафтов, существующих в Кузбассе, представлено техногенной пустыней с неудовлетворительным почвенно-экологическим состоянием и только немногим более 10% (13,5 %) площади характеризуется хорошим экологическим состоянием и имеет перспективы полного восстановления и дальнейшего использования.

Для решения проблемы рационального использования экологически ценного георесурса ППП и снижения негативных экологических последствий нарушения земель можно рекомендовать уже на стадии разработки ТЭО – освоения месторождения оценивать перспективы применения технологий рекультивации с высоким экологическим эффектом. Это достигается посредством оценки запасов георесурса ППП во вскрышной толще и его качества. Также необходимо на стадии разработки рабочих проектов рекультивации закладывать параметры, характеризующие экологическую эффективность предлагаемой технологии рекультивации и позволяющие достичь поставленные перед проектом цели и задачи экологического и хозяйственного плана. Практика показывает, что в настоящее время существующие административные и исполнительные структуры не способны сформулировать проектные задания с количественно заданными параметрами экологической и хозяйственной эффективности рекультивационных мероприятий. По этой причине предлагается использовать принятую во всем мире систему дифференцированной

ответственности за принятие решений, имеющих экологические последствия, в области рекультивации нарушенных земель [3].

Таким образом, для решения проблем рекультивации нарушенных территорий в регионах необходим комплексный подход. Он должен включать в себя мероприятия по модернизации технологий разработки местор ождений полезных ископаемых, направленных на сохранение местных природных ресурсов рекультивации. Также необходимо внедрение в практику проектирования рекультивационных работ разработку проектов с заданной почвенно-экологической эффективностью. При этом необходимо учитывать, что получить высокую эффективность рекультивации возможно только при рациональном использовании местных природных ресурсов рекультивации, в любом ином случае мы получаем территории, резко отличающиеся от естественных ландшафтов и несоответствующих данной природной обстановке. В большинстве случаев такие нарушенные территории длительное время продолжают негативно влиять на прилегающие компоненты природной среды.

## Список литературы

1. Андроханов В.А., Курачев В.М. Принципы оценки почвенно-экологического состояния техногенных ландшафтов // Сиб. экол. журн. – 2009. № 2 – с 165 – 169.

2. Андроханов В.А., Курачев В.М. Почвенно-экологическое состояние техногенных ландшафтов: динамика и оценка. Новосибирск.: Изд-во СО РАН, 2010.

3. Гаджиев И.М., Курачев В.М., Андроханов В.А. Стратегия и перспективы решения проблем рекультивации нарушенных земель. – Новосибирск: ЦЭРИС, 2001.

4. Моторина Л.В., Овчинников В.А. Промышленность и рекультивация земель. – М.: Мысль, 1975.

5. Овчинников В.А. Комплексность исследований по рекультивации земель, нарушаемых карьерами // Растительность и промышленные загрязнения. – Свердловск, 1970. – Вып. 7. – С. 90-96.

6. Панас Р.Н. Агроэкономические основы рекультивации земель. – Львов: Изд-во Львовского ун-та, 1989.

7. Потапов В.П, Мазикин В.П., Счастливцев Е.Л., Вашлаева Н.Ю. Геоэкология угледобывающих районов Кузбасса. – Новосибирск: «Наука», 2005.

8. Семина И.С., Беланов И.П., Шипилова А.М., Андроханов В.А. Природно-техногенные комплексы Кузбасса: свойства и режимы функционирования. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2013.

УДК 622.831.1.

# СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОГНОЗА УДАРООПАСНОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ АППАРАТУРНОГО КОМПЛЕКСА «ANGEL-M» В УСЛОВИЯХ ТАШТАГОЛЬСКОГО И ШЕРЕГЕШЕВСКОГО РУДНИКОВ

[1]***Панин С.Ф.***, [2]***Мулев С.Н.***, [3]***Штирц В.А.***

1 - ***Кемеровское Представительство ВНИМИ, г. Кемерово, Россия***

2 - ***ВНИМИ, г. Санкт-Петербург, Россия***

3 - ***Таштагольский филиал, ОАО Евразруда, г. Таштагол, Россия***

***Аннотация.*** Проанализирован опыт использования геофизического оборудования «ANGEL-M» для оценки напряженно-деформированного состояния массива и прогноза удароопасности пород в условиях Таштагольского и Шерегешевского рудников. Предложены критерии для оценки степени удароопасности краевых частей массива вблизи подготовительных и очистных выработок при отработке рудных тел на Таштагольском руд-

нике. Выявлены закономерности распределения параметров интенсивности ЕЭМИ, свидетельствующие об эффективности метода прогноза с использованием геофизического комплекса «ANGEL-M».

***Ключевые слова:*** напряженно-деформированное состояние массива, горное давление, горные удары, прогноз удароопасности массива, интенсивность электромагнитной эмиссии, геофизический комплекс оборудования.

За последнее десятилетие существенно изменились условия разработки угольных и рудных месторождений. Значительно возросли объемы и глубины осваиваемых угольных пластов и рудных залежей, расширились вариации физико-механических свойств горных пород: их реологических свойств, литологического состава, структурно-геологических особенностей, физических условий залегания. Отмечается преобладание естественных полей напряжений над техногенными и, как следствие, превышение в массиве горизонтальных компонент поля напряжений над вертикальными [1,2]. Все перечисленные и ряд других факторов обуславливают постоянные изменения напряженно-деформированного состояния (НДС) массива, существенным образом меняя сопутствующие этим изменениям сейсмоакустические, электромагнитные и другие геофизические признаки динамических форм проявления горного давления.

Сложный характер распределения напряженного состояния ставит на повестку дня поиск физически обоснованных геофизических признаков, что в современных условиях представляет собой достаточно сложную задачу. В этой связи предъявляются более высокие требования к геофизическим средствам прогноза удароопасности и методологии оценки НДС массива. Особое внимание уделяется созданию новых высокопроизводительных приборов и аппаратуры на основе достижений электронной схемотехники и широкого внедрения компьютерной обработки геофизических данных.

ВНИМИ занимает лидирующие позиции по разработке, созданию и внедрению геофизической аппаратуры, предназначенной для контроля НДС массива, оценки степени ударо и выбросоопасности локальных участков угольных пластов и рудных залежей.

Одной из последних и наиболее перспективных разработок института, направленных на решение задач по контролю НДС массива и текущей оценки степени удароопасности и структурной нарушенности угольных пластов и рудных залежей в зоне опорного давления, является геофизическая аппаратура «ANGEL-M» (рис.1). Аппаратура позволяет проводить локальную оценку напряженности массива в подготовительных и очистных выработках угольных шахт и рудников на базе метода регистрации естественного импульсного электромагнитного излучения (ЕЭМИ).

Рис. 1 – Общий вид прибора «ANGEL – M»

Новая модификация аппаратурного комплекса «ANGEL-M» разработана ВНИМИ (г.Санкт-Петербург) в настоящее время проходит опытную эксплуатацию и наработку критериев на шахтах и рудниках России.

Для апробации аппаратурного комплекса «ANGEL-M» в условиях наиболее удароопасных рудников Таштагольского и Шерегешского месторождений сотрудниками Кемеровского Представительства ВНИМИ при участии работников отдела прогноза Таштагольского и Шерегешевского рудников в 2013 году была проведена серия наблюдений удароопасного состояния горного массива. Основной целью апробации аппаратурного комплекса было совершенствование технологии прогноза и наработка критериев оценки удароопасности с использованием новых алгоритмов постановки и производства наблюдений в сложных горно-геологических условиях рудников.

В настоящее время наблюдения за напряженно-деформированном состоянием массива и контроль удароопасности участков горных выработок на Таштагольском и Шерегешевском рудниках осуществляются комплексом методов: на региональном уровне - сейсмическим, на зональном - электрометрическим и деформационным. Локальный прогноз степени удароопасности участков массива, прилегающих к выработкам, определяется методами электрометрии и по дискованию керна[3,4]. Метод основанный на регистрации естественного электромагнитного излучения (ЕЭМИ) используется, в основном, только для уточнения прогноза, в то время, как на угольных шахтах Кузбасса этот метод уже многие годы используется наравне с базовым методом прогноза удароопасности (по выходу штыба).

***Краткая горно-геологическая и горнотехническая ситуации на объектах исследования.*** Таштагольское и Шерегешевское железорудные месторождения относятся к Кондомской группе одного из крупнейших отрогов Алтае-Саянской складчатой зоны - Горной Шории. Горная Шория является непосредственным продолжением Кузнецкого Алатау и в тектоническом плане представляет собой сложную структуру антиклинория с многочисленными глубинными разломами северо-западного простирания. Таштагольское и Шерегешевское железорудные месторождения по запасам железной руды являются наиболее перспективными.

Рудная зона Таштагольского месторождения разделена на четыре участка: Западный, Северо-Западный, Восточный и Юго-Восточный. В настоящее время наиболее активно отрабатывается Восточный участок.

Рудные тела Восточного участка представлены магметитом с примесью кварцита, хлорида и др. минералов. Предел прочности на одноосное сжатие составляет 120-140 МПа. По простиранию рудные тела образуют северо-западную зону, протяженность которой на вскрываемых и подготавливаемых горизонтах достигает 700-750м. Горизонтальная мощность рудных тел составляет от 15 до 60 м, глубина их распространения превышает 1500м. Состав вмещающих пород в основном представлен сиенитами, скарнами, сланцами и порфиритами. Предел прочности на одноосное сжатие изменяется от 50 до 180 МПа [5].

Таштагольское месторождение вскрыто пятью стволами, каждый из которых имеет свое функциональное значение. Ствол Северный пройден до горизонта -350 м, используется для спуска и подъема людей и грузов. Ствол Новый Капитальный служит для транспортировки руды из шахты и спуска материалов и грузов. Очистные работы на месторождении достигли глубины 750-800 м. С глубины 520 м отнесено к удароопасным.

Шерегешевское месторождение относится к контактно-метасоматическому типу и по своему происхождению обусловлено интрузией сиенитов [5].

Рудные тела образуют мощную рудно-скарновую зону субширотного простирания протяженностью более 2 км, имеющую мульдообразное и флексурообразное строение. Рудные тела имеют линзообразные с крутым углом падения, мощностью от 2 до 100м. Руды представлены магнетитом. Вмещающие породы состоят из скарнов, альбитофиров, порфиритов, сиенитов, мраморизованных известняков и гранитов.

Рудная зона представлена семью участками, два из которых (второе рудное тело и Восточный участок) уже отработаны. Месторождение разведано на глубину до 1 км. Средняя мощность рудных тел 19-20м. Общая мощность рудной зоны 160-180 м.

Шерегешевское месторождение вскрыто четырьмя вертикальными стволами. Стволы Главный и Восточный пройдены до горизонта 325 м и служат для спуска и подъема людей, грузов, руды. Ствол Вспомогательный пройден до горизонта 395м и используется для спуска материалов. Горные работы на месторождении ведутся на участках Новый Шерегеш, Подрусовый, Главный, Болотный. Очистные работы на месторождении достигли глубины 470 м, горно-капитальные 650м. С глубины 600 м месторождение отнесено к угрожаемым по горным ударам.

***Объекты исследования.*** Места проведения испытаний выбирались из наиболее сложных, с точки зрения удароопасности участков ведения горных работ с учетом текущей горнотехнической ситуации, определенной по данным сейсмической системы АС «РЕЛОС» (ЗАО НТЦ «Автоматика», г. Красноярск). Замеры проводились в выработках, расположенных как в зоне влияния напряженно-деформированного состояния очистных работ на НДС массива, так и, для сравнения, вне этой зоны.

На Таштагольском руднике наблюдения проводились в блоке №12 (буровой подэтаж -281,2 м, рис.2). Места проведения геофизических наблюдений выбирались по мере продвижения к блоку по следующему маршруту (рис.3): северный квершлаг (ПК №27), северо-западный полевой штрек (ПК №18, подстанция), орт №6 (устье), орт № 6 (забой), орт №13 (ПК №7, диагональное нарушение), блок №12. В самом блоке было проведено несколько серий замеров на участках: бл.12 южный буровой орт сбойка на бл.13, бл.12, р-н пучка №5 (восточная сбойка), бл.12, р-н пучка №23.

***Краткое описание методики измерения***. Геофизические наблюдения выполнялись с предварительным согласованием конкретного участка выполнения работ. На время выполнения геофизических наблюдений некоторые технологические работы на участках были приостановлены. В местах проведения геофизических наблюдений проводилась визуальная оценка состояния краевой части массива на предмет выявления признаков горного давления (заколов, вывалов и т.п.), состояния анкерной крепи, защитной сетки, бетонной обмазки.

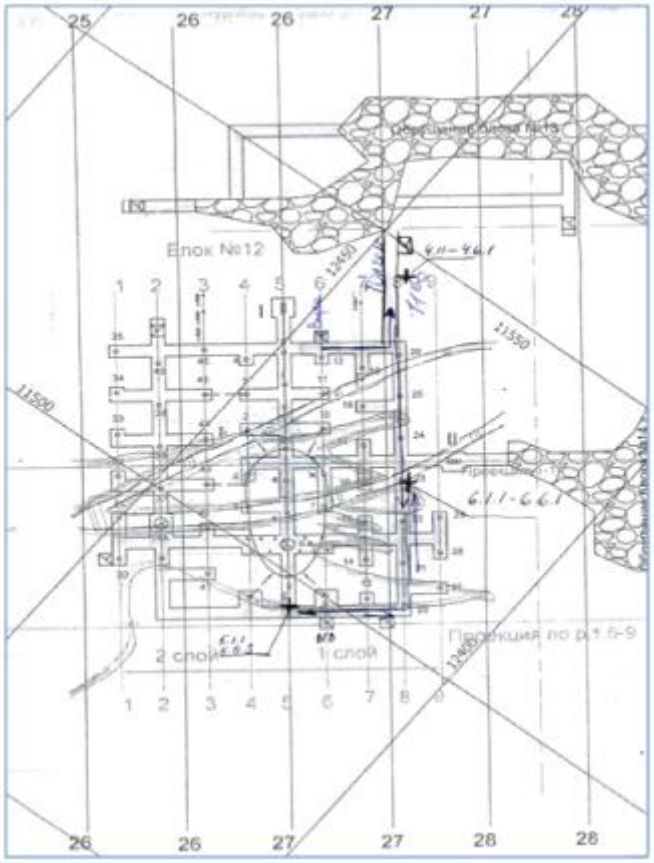



Рис. 2. План бурового подэтажа, блок №12

Напряженность массива при проведении геофизических наблюдений аппаратурой «ANGEL-M» оценивалась по показателям структуры излучения: минимальным и максимальным амплитудам регистрируемых электрических импульсов **A** в заданный промежуток времени и по величине относительного параметра ***B***, как показателя распределения амплитуд регистрируемых электромагнитных импульсов (tg угла наклона прямой распределения).

Измерения проводились в режиме зондирования при частоте 5-6 замеров в одной контрольной точке. Как правило, антенна в первом горизонтальном положении была направлена вдоль выработки или в сторону забоя, второе горизонтальное положение антенны было в крест простирания выработки или антенна была параллельна забою, вертикальная плоскость антенны была перпендикулярна к оси выработки. Таким образом, прием электромагнитных импульсов в контролируемом сечении вёлся по трем радиальным направлениям.

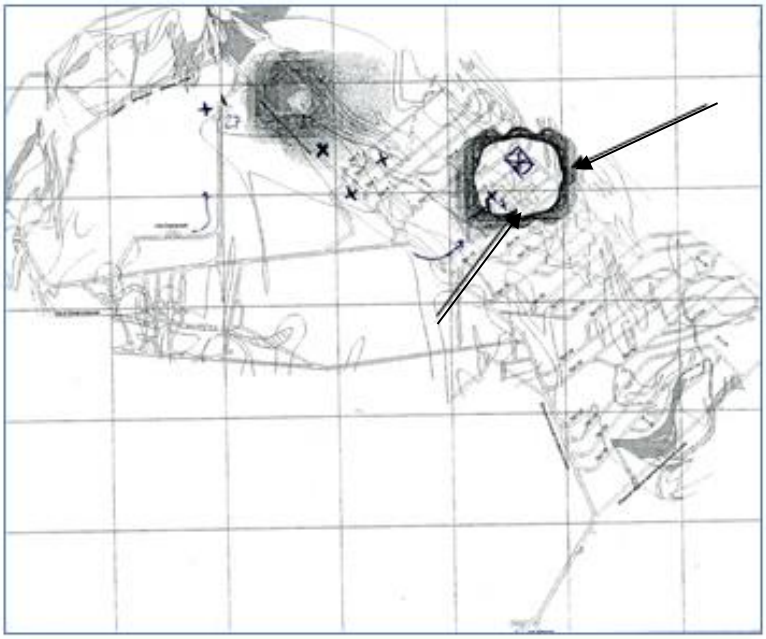


Рис. 3. Карта маршрута и места замеров (обозначены крестиком) стрелками указаны блок №12 и место динамического явления с энергией 49 Дж. Контуром обозначена зона напряженного состояния НС по коэффициенту удароопасности F, определенная сейсмическим методом

***Результаты измерений,*** проведенных геофизической аппаратурой «ANGEL-M» на Таштагольском руднике, представлены в табл. 1.

Анализ представленных в табл. 1 результатов измерений, в увязке с горно-геологической и горнотехнической обстановкой на участках проведения наблюдений, позволил выявить ряд закономерностей в распределении параметров интенсивности излучения ИЭМИ. В первую очередь, это касается геологических условий в местах проведения наблюдений. Достаточно четко выделяются участки, представленные в основном рудным телом (желтый цвет) и участки с существенным преобладанием вмещающих пород. Для участков залегания рудных тел показатели амплитуд импульсов имеют максимум не более **A**<35 мкв, и условный показатель ***B***<0,1. Для вмещающих пород эти показатели соответственно равны, **A**≥697 мкв и ***B***≥0,149.

В момент проведения замеров в блоке №12 произошло динамическое явление в форме толчка. В южном буровом орту в блока 12 это явление сопровождалось сотрясением почвы и глухим звуком. Согласно данным сейсмостанции, очаг события располагался непосредственно между ортами №12-13 на глубине 282 м. Энергия события по расчетам составила 49 Дж.

Как видно из табл. 1 ( замер №4) значения показателей **А** и ***В*** (рудное тело) до толчка значительно превышали среднестатистические показатели этих параметров, полученных для руды (замер 2 Орт №6 забой), вне зоны действия повышенного горного давления. После динамического явления произошло резкое понижение их значений до среднего уровня, характерного для участков рудных тел, находящихся в ненагруженном сотоянии. В соответствии с результатами наблюдений произошедшее динамическое явление вызвало разгрузку массива от действовавших на данном участке напряжений. Значения амплитуды импульсов **А** и показателя скорости их нарастания ***В,*** полученные перед произошедшим толчком, позволяют принять их в качестве критерия состояния массива категории «ОПАСНО».

Таблица 1

Показания Ангел М (антенна направлена вдоль выработок, в сторону забоя)

| пунк замера | Амплитуда импульса | MIN | | | MAX | | Показатель В | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| пк №27 | | | | | | | | |
| 1 | A= | 6 | mkV | L_10> | 123,8 | mkV | B= | 0,147 |
| 1 | A= | 4,3 | mkV | L_10> | 36,8 | mkV | B= | 0,101 |
| пк №18 (подстанция) | | | | | | | | |
| 1 | A= | 5,8 | mkV | L_10> | 127,7 | mkV | B= | 0,148 |
| 1 | A= | 6,2 | mkV | L_10> | 163,5 | mkV | B= | 0,162 |
| орт 6 устье | | | | | | | | |
| 2 | A= | 9,7 | mkV | L_10> | 387,4 | mkV | B= | 0,185 |
| орт6 забой | | | | | | | | |
| 2 | A= | 4,6 | mkV | L_10> | 31 | mkV | B= | 0,086 |
| 2 | A= | 4,1 | mkV | L_10> | 23,8 | mkV | B= | 0,079 |
| 2 | A= | 4,3 | mkV | L_10> | 25,5 | mkV | B= | 0,081 |
| 2 | A= | 4,7 | mkV | L_10> | 33,5 | mkV | B= | 0,089 |
| 2 | A= | 4,7 | mkV | L_10> | 33,3 | mkV | B= | 0,088 |
| пк №7 орт13 (диг. нарушение) | | | | | | | | |
| 3 | A= | 6,8 | mkV | L_10> | 173,1 | mkV | B= | 0,156 |
| 3 | A= | 8 | mkV | L_10> | 222,3 | mkV | B= | 0,155 |
| 3 | A= | 5,1 | mkV | L_10> | 48,2 | mkV | B= | 0,101 |
| 3 | A= | 4,9 | mkV | L_10> | 60,1 | mkV | B= | 0,117 |
| 3 | A= | 6 | mkV | L_10> | 125,4 | mkV | B= | 0,144 |
| бл.12 юж. Буровой орт сбойка на бл.13 | | | | | | | | |
| 4 | A= | 7,6 | mkV | L_10> | 212,2 | mkV | B= | 0,18 |
| произошло динамическое явление в форме толчка с энергией (по данным сейсмостанции) 43 Дж | | | | | | | | |
| 4 | A= | 4,1 | mkV | L_10> | 23,8 | mkV | B= | 0,079 |
| 4 | A= | 4,1 | mkV | L_10> | 23,3 | mkV | B= | 0,078 |
| 4 | A= | 4,1 | mkV | L_10> | 23,4 | mkV | B= | 0,079 |
| 4 | A= | 4 | mkV | L_10> | 23,3 | mkV | B= | 0,079 |
| бл12. р-н пучка №5 (восточная сбойка) | | | | | | | | |
| 5 | A= | 4,1 | mkV | L_10> | 26,3 | mkV | B= | 0,082 |
| 5 | A= | 4,1 | mkV | L_10> | 26,8 | mkV | B= | 0,083 |
| 5 | A= | 4,4 | mkV | L_10> | 35,4 | mkV | B= | 0,094 |
| 5 | A= | 4,2 | mkV | L_10> | 28 | mkV | B= | 0,084 |
| 5 | A= | 4,1 | mkV | L_10> | 24,9 | mkV | B= | 0,081 |
| 5 | A= | 3,9 | mkV | L_10> | 22,9 | mkV | B= | 0,079 |
| бл12. р-н пучка №23 | | | | | | | | |
| 6 | A= | 3,9 | mkV | L_10> | 23,3 | mkV | B= | 0,08 |
| 6 | A= | 4,3 | mkV | L_10> | 29,9 | mkV | B= | 0,088 |
| 6 | A= | 4,2 | mkV | L_10> | 25 | mkV | B= | 0,08 |
| 6 | A= | 4 | mkV | L_10> | 22,9 | mkV | B= | 0,078 |
| 6 | A= | 4 | mkV | L_10> | 23,3 | mkV | B= | 0,08 |
| устье 6 орта | | | | | | | | |
| 7 | A> | 32,5 | mkV | L_10> | 693,4 | mkV | B= | 0,149 |
| 7 | A= | 8,1 | mkV | L_10> | 130,1 | mkV | B= | 0,13 |
| 7 | A> | 59 | mkV | L_10> | 697,7 | mkV | B= | 0,124 |
| 7 | A> | 32,8 | mkV | L_10> | 686,6 | mkV | B= | 0,147 |
| 7 | A= | 6 | mkV | L_10> | 93,6 | mkV | B= | 0,127 |
| 7 | A= | 12,4 | mkV | L_10> | 392,3 | mkV | B= | 0,166 |

На Горно-Шорском филиале в качестве объекта исследования были выбраны горные выработки участка «Подрусловый» (буровой подэтаж +185 м). Места проведения геофизических наблюдений выбирались из условия проведения замеров, как в зоне очистных работ, так и вне них. Всего было сделано семь серий замеров. Результаты замеров представлены в табл. 2.

Анализ данных позволил отметить, что значения амплитудного показателя **А** зависят от того, где проводятся измерения. Так, для участка с рудным телом (орт №2), амплитуды регистрируемых импульсов в два, три раза ниже, чем амплитуды импульсов, зарегистрированных на участках вмещающих пород, что косвенно свидетельствует о большей склонности пород к хрупкому разрушению, в отличие от рудного тела. В результате проведенных экспериментов было установлено, что на момент обследования, массив вблизи участков горных выработок, на которых проводилось зондирование, находился в разгруженном состоянии и уровень его напряженного состояния можно оценить в категории «НЕОПАСНО». Данная оценка нашла свое подтверждение и по результатам визуального обследования участков горных выработок.

Таблица 2

Показания «ANGEL – M» (антенна направлена вдоль выработок, в сторону забоя)

| | пункты замеров | | амплитуда импульсов | MIN | | | MAX | | показатель B | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Замеры по стволу | | | | | | | | | |
| 1 | 1 | 1 | A= | 16,6 | mkV | L_10> | 77,2 | mkV | B= | 0,08 |
| 1 | 2 | 1 | A= | 11,1 | mkV | L_10> | 49,4 | mkV | B= | 0,076 |
| | Контрольная точка в зоне невлияния очистной выработки | | | | | | | | | |
| 2 | 1 | 1 | A= | 113,6 | mkV | L_10> | 186,0 | 5mkV | B= | 0,08 |
| 2 | 2 | 1 | A= | 158,3 | mkV | L_10> | 445,0 | 3mkV | B= | 0,155 |
| 2 | 3 | 1 | A= | 169,3 | mkV | L_10> | 256,0 | 9mkV | B= | 0,081 |
| 2 | 4 | 1 | A= | 82,7 | mkV | L_10> | 151,0 | 1mkV | B= | 0,088 |
| | Орт 10 | | | | | | | | | |
| 3 | 1 | 1 | A= | 144,4 | mkV | L_10> | 194,0 | 1mkV | B= | 0,063 |
| | Вент. сбойка блок 7 | | | | | | | | | |
| 4 | 1 | 1 | A= | 157,8 | mkV | L_10> | 489,0 | 2mkV | B= | 0,078 |
| 4 | 2 | 1 | A= | 63,8 | mkV | L_10> | 107,0 | 9mkV | B= | 0,063 |
| 4 | 3 | 1 | A= | 48,5 | mkV | L_10> | 91,2 | mkV | B= | 0,065 |
| 4 | 4 | 1 | A= | 50,2 | mkV | L_10> | 115,0 | 6mkV | B= | 0,068 |
| 4 | 5 | 1 | A= | 122,5 | mkV | L_10> | 174,0 | 6mkV | B= | 0,062 |
| 4 | 6 | 1 | A= | 106 | mkV | L_10> | 150,0 | 8mkV | B= | 0,062 |
| 4 | 7 | 1 | A= | 116,6 | mkV | L_10> | 161,0 | 2mkV | B= | 0,063 |
| | Вент. сбойка блок 7 + 20 мин. | | | | | | | | | |
| 4 | 8 | 1 | A= | 25,1 | mkV | L_10> | 61,4 | mkV | B= | 0,067 |
| 4 | 9 | 1 | A= | 46,2 | mkV | L_10> | 97,2 | mkV | B= | 0,067 |
| 4 | 10 | 1 | A= | 59 | mkV | L_10> | 113,0 | 5mkV | B= | 0,07 |
| 4 | 11 | 1 | A= | 70,8 | mkV | L_10> | 119,0 | 1mkV | B= | 0,063 |
| | Вент сбойка Орт№2 буровой по руде | | | | | | | | | |
| 5 | 1 | 1 | A= | 18,1 | mkV | L_10> | 52,2 | mkV | B= | 0,065 |
| 5 | 2 | 1 | A= | 16,6 | mkV | L_10> | 51,2 | mkV | B= | 0,063 |
| 5 | 3 | 1 | A= | 19,9 | mkV | L_10> | 56,7 | mkV | B= | 0,069 |
| 5 | 4 | 1 | A= | 25,1 | mkV | L_10> | 63,8 | mkV | B= | 0,063 |
| 5 | 5 | 1 | A= | 24 | mkV | L_10> | 69,6 | mkV | B= | 0,064 |
| 5 | 6 | 1 | A= | 13,1 | mkV | L_10> | 43,8 | mkV | B= | 0,069 |
| 5 | 7 | 1 | A= | 14,3 | mkV | L_10> | 50,2 | mkV | B= | 0,064 |
| 5 | 8 | 1 | A= | 14,5 | mkV | L_10> | 48,9 | mkV | B= | 0,06 |
| | Сопряжение орта №9 | | | | | | | | | |
| 6 | 1 | 1 | A= | 101,6 | mkV | L_10> | 147,0 | 6mkV | B= | 0,059 |
| | Блок №24 сбойка на ходок | | | | | | | | | |
| 7 | 1 | 1 | A= | 72,5 | mkV | L_10> | 117,0 | 1mkV | B= | 0,065 |
| 7 | 2 | 1 | A= | 24,2 | mkV | L_10> | 63,4 | mkV | B= | 0,059 |
| 7 | 3 | 1 | A= | 5,8 | mkV | L_10> | 41,9 | mkV | B= | 0,092 |
| 7 | 4 | 1 | A= | 7,8 | mkV | L_10> | 190,0 | 4mkV | B= | 0,168 |
| | Блок №24 сбойка на ходок +10 м. | | | | | | | | | |
| 7 | 5 | 1 | A= | 12,6 | mkV | L_10> | 44,4 | mkV | B= | 0,067 |
| 7 | 6 | 1 | A= | 14,8 | mkV | L_10> | 166,0 | 3mkV | B= | 0,134 |
| | Блок №24 сбойка на ходок +20 м. Участок "Треугольник"-сопряжения нескольких выработок (Напряжен | | | | | | | | | |
| 7 | 7 | 1 | A= | 50,5 | mkV | L_10> | 95,1 | mkV | B= | 0,065 |
| 7 | 8 | 1 | A= | 56,3 | mkV | L_10> | 95,1 | mkV | B= | 0,064 |
| | Буровой сопряжение штрека и орта | | | | | | | | | |
| 8 | 1 | 1 | A= | 59,7 | mkV | L_10> | 105,0 | 6mkV | B= | 0,058 |
| 8 | 2 | 1 | A= | 61,7 | mkV | L_10> | 118,0 | 5mkV | B= | 0,062 |
| 8 | 3 | 1 | A= | 90,7 | mkV | L_10> | 135,0 | 1mkV | B= | 0,064 |
| 8 | 4 | 1 | A= | 61,3 | mkV | L_10> | 102,0 | 4mkV | B= | 0,058 |
| 8 | 5 | 1 | A= | 22,6 | mkV | L_10> | 107,0 | 1mkV | B= | 0,083 |
| | Второй буровой | | | | | | | | | |
| 9 | 1 | 1 | A= | 80,5 | mkV | L_10> | 152,0 | 0mkV | B= | 0,063 |
| 9 | 2 | 1 | A= | 42 | mkV | L_10> | 116,0 | 0mkV | B= | 0,066 |
| 9 | 3 | 1 | A= | 33,9 | mkV | L_10> | 77,3 | mkV | B= | 0,063 |
| 9 | 4 | 1 | A= | 39,9 | mkV | L_10> | 94,9 | mkV | B= | 0,063 |
| 9 | 5 | 1 | A= | 20,3 | mkV | L_10> | 68,7 | mkV | B= | 0,067 |

Согласно представленным данным, достаточно четко выделяются участки, в которых отмечено преимущественно наличие руды (желтый цвет) и участки с вмещающими породами. Для руд показатели амплитудных импульсов имеют максимум **А** ≤ 35 мкв. и коэффициент ***В*** ≤0,1. Для вмещающих пород эти показатели равны для **А**≤697 и ***В***≤0,149 соответственно. Для участка блок 12 южный буровой орт сбойка на блок 13 показатели **А**

и ***B*** (рудное тело) (замер №4) значительно превышали среднестатистические показатели этих параметров для руды до динамического явления и резкое их понижение до средних значений, порученных для остальных участков с присутствием руды, после динамического явления, что, вероятнее всего, указывает на прошедшую разгрузку на данном участке после сейсмического события.

Таким образом, по результатам проведенных опытно-экспериментальных работ с использованием геофизического прибора «ANGEL-M» установлено:

- наличие корреляции показателей ЕЭМИ массива горных пород от литологического состава горных пород;
- взаимообусловленность изменений показателей ЕЭМИ и геодинамическими событиями, происходящими в пределах отрабатываемого блока.
- отмечена простота и скорость выполнения работ (в сравнении с «базовым методом»).
- испытания показали преимущества комплексного метода мониторинга с использованием сейсмологической системы АС «РЕЛОС» и геофизического прибора ANGEL-M по сравнению с индивидуальными методами прогноза.

Выявленные закономерности свидетельствуют об эффективности метода контроля изменений НДС в массивах горных выработок по параметрам электромагнитной эмиссии с использование геофизического прибора «ANGEL-M».

## Список литературы

1. Лазаревич Л.М., Лазаревич Т.И., Демин В.Д.. Влияние тектоники на условия деформирования динамических проявлений. // X Всесоюз. науч. конференция: "Физические процессы горного производства" / Тез. докл. – М.: МГИ, 1991.
2. Лазаревич Л.М., Петухов М.Ф., Ваганова В.А.. Проблемы отработки удароопасных месторождений Горной Шории. IX Всесоюзная конференция по механике горных ударов «Исследование, прогноз и предотвращение горных ударов», Бишкек, 1991.
3. Лазаревич Л.М., Лазаревич Т.И.. Зависимость результатов электрометрических наблюдений от ориентировки главных напряжений. Исследование, прогноз и предотвращение горных ударов. Всесоюзная конференция по механике горных ударов «Исследование, прогноз и предотвращение горных ударов»,, Бишкек,1991.
4. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам. РД 06-329-99, 2004.
5. Курленя М.В., Еременко А.А., Шрепп Б.В.. Геомеханические проблемы разработки железорудных месторождений Сибири.- Новосибирск: Наука, 2001.

УДК 622.4

# БЕЗОПАСНОСТЬ УГЛЕДОБЫЧИ В РАМКАХ ПОВЫШЕНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ОСЕВЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТ

***Панова Н.В.***
***Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН,***
***г. Новосибирск, Россия***

***Аннотация.*** Приведены результаты исследований в виде параметрических моделей адаптивного лопаточного узла и корпуса рабочего колеса, позволяющие проектировать осевые вентиляторы главного проветривания шахт с повышенными эксплуатационными характеристиками.

***Ключевые слова:*** осевой вентилятор, адаптивный лопаточный узел, безразмерная модель лопаточного узла, безразмерная модель корпуса рабочего колеса.

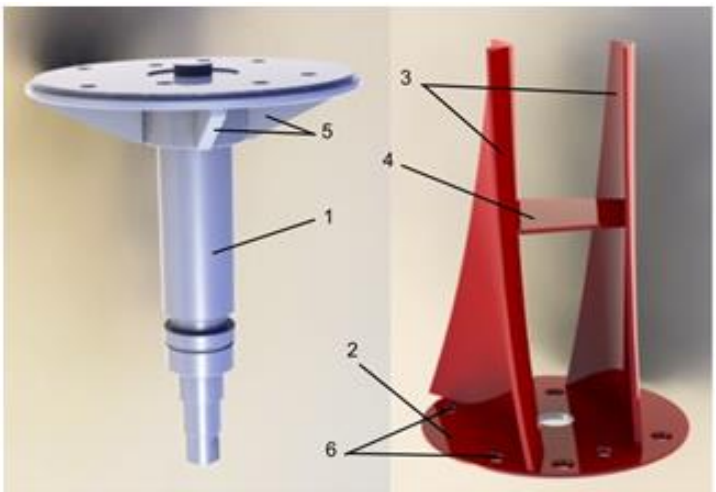
С постоянным углублением работ в шахтах и ростом выделений вредных примесей, возросла необходимость увеличения вентиляционных параметров (по давлению и производительности), что накладывает дополнительные требования на вентиляторы главного проветривания.

Ранее в ИГД СО РАН были разработаны методы проектирования аэродинамических схем для разных диапазонов по давлению и производительности путем задания расчетной точки. На этой базе разработана серия вентиляторов со сдвоенными листовыми поворотными на ходу лопатками рабочего колеса специальной геометрии, с повышенными эксплуатационными характеристиками по сравнению с вентиляторами ВОД [1, 2]. Путем повышения окружных скоростей вращения по концам лопаток рабочего колеса до 160 м/с возможно дальнейшее значительное увеличение эксплуатационных характеристик. За рубежом аналогичные машины (с диаметром рабочего колеса от 3000 до 5000 мм) проектируют на окружные скорости вращения по концам лопаток до 160 м/с и более, что необходимо для достижения требуемых вентиляционных параметров. Но при увеличении окружных скоростей по концам лопаток наблюдается ряд моментов требующих особого внимания, прежде всего это рост действующих нагрузок на все основные узлы ротора, что требует дополнительных исследований прочности.

Выполненные в ИГД СО РАН аэродинамические исследования осевых вентиляторов, показали, что значительное повышение размера поля возможных режимов в координатах «давление-производительность» и увеличение адаптивности возможно так же достигнуть на основе создания осевых вентиляторов с *заменяемыми* сдвоенными листовыми (не телесными) лопатками рабочего колеса (РК).

Сдвоенные листовые лопатки по сравнению с профильными имеют ряд преимуществ: 1) возможность полностью ликвидировать изгибающий и крутящий моменты центробежных сил относительно оси поворота; 2) существенно упрощается технология изготовления т.п.

Для увеличения адаптивности и упрощения процедуры замены лопаток выполненных по одной аэродинамической схеме, на лопатки, выполненные по другой аэродинамической схеме с целью повышения давления и производительности вентиляторной установки, были внесены изменения в конструкцию, при этом крепление съемной части к базовой (рис. 1) осуществляется с использованием болтового соединения.




1 – базовая часть (поворотное основание с хвостовиком лопатки); 2 – съемная часть; 3 – лопатки, 4 – перемычка, 5 – ребра жесткости, 6 – отверстия под болтовые соединения

Рис. 1. Адаптивный лопаточный узел

На лопаточный узел действуют силы тяжести, центробежные и аэродинамические силы. Центробежная сила создает растягивающую и поперечную нагрузку, а также крутящий момент. Аэродинамические силы создают поперечную нагрузку, крутящий и изгибающий момент. Расчет лопаток производился при их установке на угол в 45°, так как в этом случае наблюдаются максимальные нагрузки.

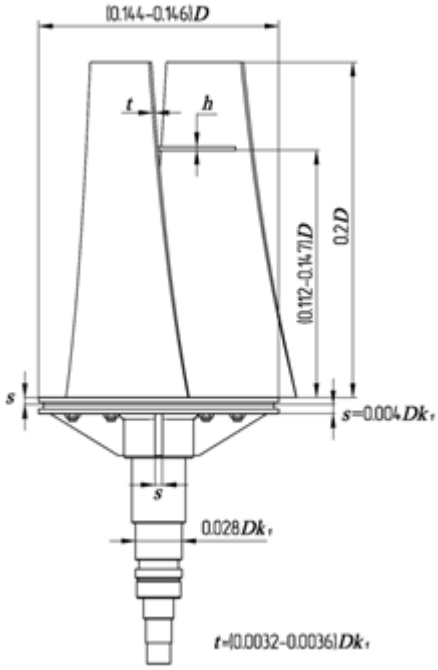
Надежность лопаточных узлов и корпусов рабочих колес обеспечивается запасом статической прочности в пределах заданного ресурса, и предотвращением резонансных явлений, обусловленных частотой вращения ротора и не стационарностью внешних воздействий, в качестве которых рассматриваются колебания из вентиляционной сети и т.п. [3, 4].

Одной из задач является обеспечение допустимого уровня напряжений с учетом предельных прочностных характеристик используемых материалов и принятых коэффициентов запаса прочности, второй – осуществление безопасной отстройки частот собственных колебаний от частот возбуждающих сил с целью предотвращения опасных динамических напряжений из-за возможного резонанса.

При проведении статического анализа использовался критерий текучести Мизеса позволяющий поставить в соответствие сложному напряженному состоянию эквивалентное ему по некоторой величине простое напряженное состояние.

Учитывая геометрическую сложность, характер закрепления и нагружения лопаточного узла и корпуса рабочего колеса, для исследований использовался метод конечных элементов, реализованный в лицензионном программном пакете ANSYS.

По результатам, полученным в ходе исследования и путем введения поправочного коэффициента $k_1$, разработана параметрическая модель лопаточного узла с высоким уровнем адаптации для ряда исследуемых машин (рис. 2). Модель позволяет проектировать лопаточный узел для любого типоразмера вентилятора с диаметром рабочего колеса в пределах от 3000 до 5000 мм при окружных скоростях вращения по концам лопаток до 160 м/с. При проектировании необходимо задать диаметр *D* рабочего колеса и частоту вращения ротора *n* [5].




s, t, h – толщины отдельных элементов конструкции лопаточного узла; D – диаметр РК; $k_1$ – поправочный коэффициент; h – толщина перемычки, равная толщине лопасти в сечении, где установлена перемычка; диаметр хвостовика в месте крепления радиально – упорного шарикоподшипника округляется в большую сторону до существующего типоразмера

Рис. 2 .Параметрическая модель лопаточного узла

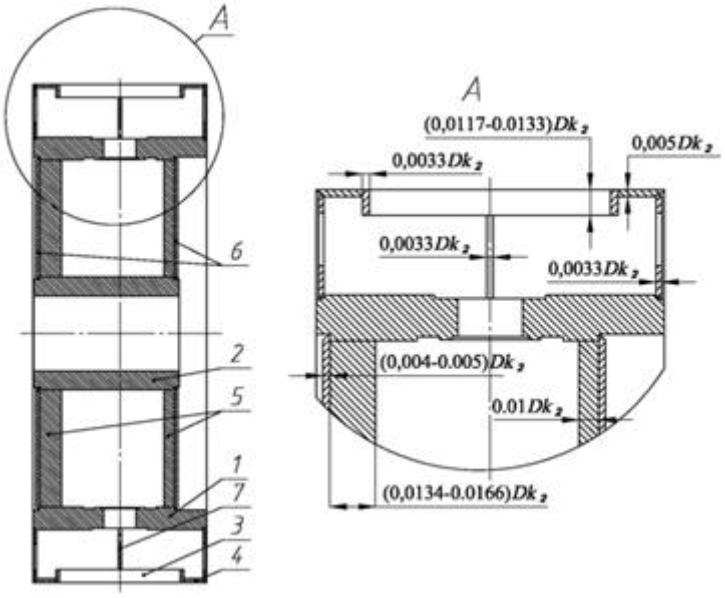
Поправочный коэффициент $k_1$ определен по результатам численных экспериментов ряда исследуемых машин, исходя из условий прочности и необходимой отстройки от резонанса в лопаточном узле, и определяется выражением:

$$k_1 = (\alpha D n)^2,$$

где $n$ – частота вращения ротора вентилятора, об/мин; $D$ – диаметр РК, мм; $\alpha = 4 \cdot 10^{-7}$ мин/об·мм.

По созданной параметрической модели разработаны лопаточные узлы вентиляторов с диаметром рабочего колеса 3000, 3600, 4300, 5000 мм и с частотой вращения соответственно 1000, 750, 600, 500 об/мин. Проведены исследования данных лопаточных узлов на собственные частоты колебаний и НДС. Исследования показали, что сконструированные адаптивные лопаточные узлы со съемной верхней частью удовлетворяют условиям прочности и необходимой отстройки от резонанса.

Аналогично, по результатам, полученным в ходе исследования и путем введения поправочного коэффициента $k_2$, для ряда исследуемых машин разработана параметрическая модель корпуса рабочего колеса (рис. 3).




1 – силовой пояс; 2 – ступица; 3 – гильза, 4 – обечайка; 5 – ребра жесткости; 6 – опорные диски; 7 – плоская сегментная стяжка; D – диаметр рабочего колеса; $k_2$ – поправочный коэффициент

Рис.3. Параметрическая модель корпуса рабочего колеса

Поправочный коэффициент $k_2$, определяется выражением:

$$\kappa_2 = \beta D n, \ \beta = 3{,}3 \cdot 10^{-7} \text{ мин/(об мм)}.$$

По созданной параметрической модели аналогично лопаточному узлу смоделированы корпуса рабочих колес вентиляторов с диаметром 3000, 3600, 4300, 5000 мм и с частотой вращения соответственно 1000, 750, 600, 500 об/мин.

## Заключение

В результате проведенных исследований созданы параметрические модели лопаточного узла с высоким уровнем адаптации и корпуса рабочего колеса для ряда исследуемых высоконагруженных машин, позволяющие проектировать рабочее колесо со сдвоенными листовыми лопатками для любого необходимого типоразмера вентилятора с диаметром от 3000 до 5000 мм с окружными скоростями до 160 м/с. Все это позволяет значительно увеличить эксплуатационные характеристики и надежность осевых вентиляторов главного проветривания шахт, что в свою очередь благоприятно сказывается на безопасности угледобычи.

**Список литературы**

1. Петров Н.Н., Кайгородов Ю.М. Исследование эволюции шахтных вентиляционных систем. – В кн.: Автоматическое управление в горном деле. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1974.
2. Петров Н.Н. Разработка научных основ и освоение производства нового ряда осевых вентиляторов / Н.Н. Петров, Н.А. Попов, Е.Ю. Русский // ФТПРПИ. – 2007 - № 3.
3. Красюк А.М. Динамика и прочность сдвоенных листовых лопаток осевых вентиляторов / А.М. Красюк, Е.Ю. Русский // Горное оборудование и электромеханика, 2009 – № 7, с. 52 - 56.
4. Красюк А.М. К оценки прочности высоконагруженных рабочих колес крупных шахтных осевых вентиляторов / А.М. Красюк, Е.Ю. Русский, Н.А. Попов // ФТПРПИ. – 2012 - № 2.
5. Петров Н.Н. Оценка прочности адаптивного лопаточного узла высоконагруженных шахтных осевых вентиляторов/ Н.Н. Петров, Н.В. Панова // ФТПРПИ.– 2013. – №1. – С.127 – 137.

УДК 622.278

# ПРЕДПОЛАГАЕМАЯ РЕАКЦИЯ ГАЗОСОДЕРЖАЩЕГО ПЛАСТА НА ИЗМЕНЕНИЕ РАЗРЯЖЕНИЯ ВО ВСАСЫВАЮЩЕМ ТРУБОПРОВОДЕ ДЕГАЗАЦИОННОЙ УСТАНОВКИ

***Дурнин М.К.***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** В статье приводятся рассуждения о величине разряжения, создаваемого дегазационными насосными установками в приёмном трубопроводе в зоне извлечения метана из угольного пласта. Рассмотрены условия газодинамических процессов, происходящих в угольном массиве оконтуренного выемочного блока при его дегазации, объясняющие отсутствие необходимости увеличения разряжения. Произведена попытка анализа процессов, происходящих в различных зонах пласта, примыкающих к дегазационной скважине на основании современных научных данных.

***Ключевые слова:*** шахтный метан, дегазация, газопроницаемость, нарушение сплошности угольного массива и вмещающих пород, газодинамические процессы.

Некоторые следствия из закона Дарси:

Представим типичную схему процесса дегазации угольного пласта (рис.1.).

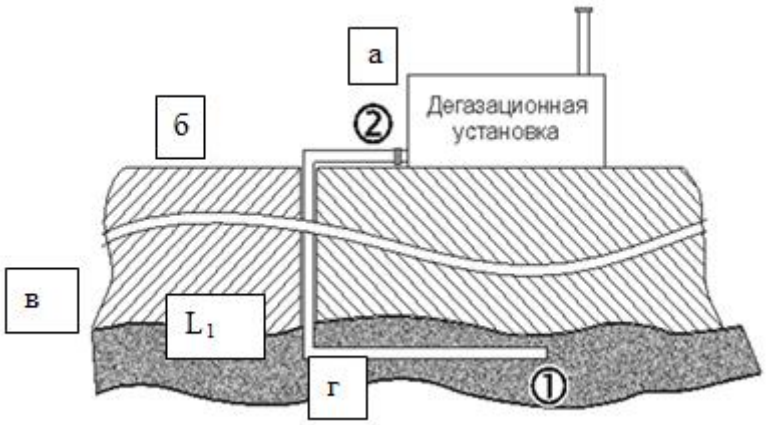


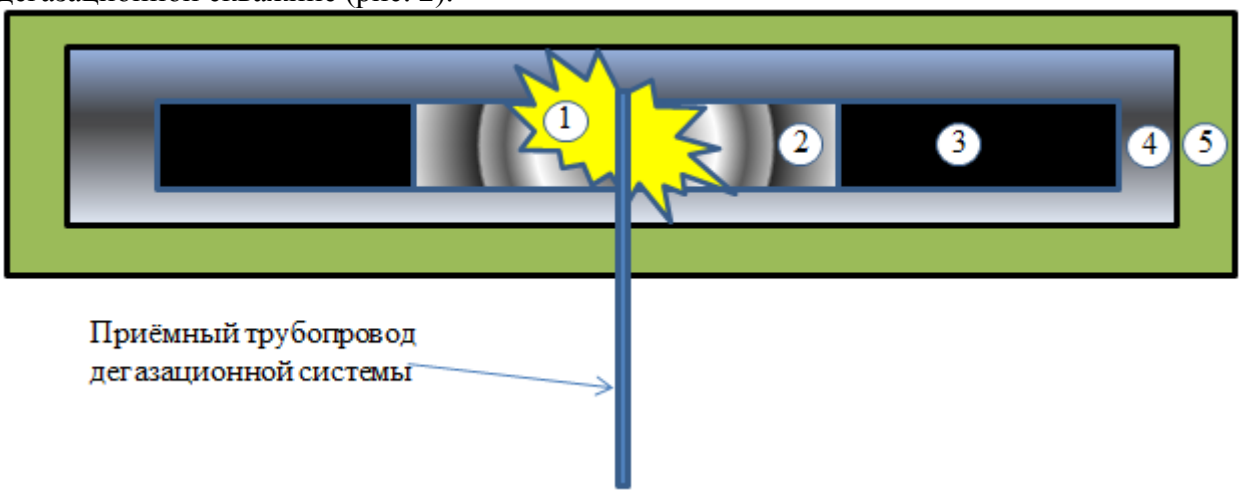

Рис. 1. Схема дегазации пласта

На схеме выделим основные участки:

- участок а) – приёмный трубопровод после насоса. Избыточное давление 90 мбар (67,51мм рт.ст.);
- участок б) – приёмный трубопровод перед насосом. Разряжение на устье скважины 310 мбар (232,5мм рт.ст.);
- участок в) – приёмный трубопровод от насоса до угольного пласта. Потери вакуума на сопротивление 240 мбар (180мм рт.ст.);
- участок г) – приёмный трубопровод в угольном пласте. Разряжение (вакуум) 70 мбар (52,5мм рт.ст.).

Газовыделение в приёмный трубопровод происходит на его отрезке длиной $L_1$, находящемся в теле пласта.

Рассмотрим схему расположения дегазационной скважины в выемочном блоке угольного пласта и процессы, происходящие в различных зонах пласта, примыкающих к дегазационной скважине (рис. 2).




1 – зона влияния скважины, зона 2 – переходная зона, зона 3 – зона неподверженная влиянию скважины и оконтуривающих горных выработок, зона 4 – краевая часть оконтуренного угольного пласта, зона влияния оконтуривающих горных выработок, 5 – оконтуривающие горные выработки

Рис. 2. Схема зонирования оконтуренного угольного пласта и расположения зон с различной газопроницаемостью в пределах выемочного столба при подземной дегазации

Зона угольного пласта, содержащая отрезок приёмного трубопровода $L_1$ характеризуется тремя зонами: зона 1 – зона влияния скважины, зона 2 – переходная зона, зона 3 – зона неподверженная влиянию скважины. Каждая из трёх зон имеет определённую газопроницаемость и выделяет определённое количество метана в приёмный трубопровод в единицу времени. Скорость и объём выделяющегося газа подчиняются закону Дарси, и зависит от градиента давления и коэффициента проницаемости в зонах 1-3.

Рассмотрим факторы, влияющие на эффективность извлечения метана из угольного массива оконтуренного выемочного блока такие как, проницаемость, трещиноватость, вязкость газа, градиент давления связанные нелинейным законом фильтрации газов.

*Проницаемость.* Коэффициент проницаемости $K_{пр}$, измеряемый в единицах милли Дарси (мД), согласно уравнению Дарси (в условиях давления, близкого к атмосферному) определяется по формуле:

$$K_{пр} = \frac{Q \triangle L \mu}{S \triangle P},$$

где ΔP = P1 – P2, P1 давление газа в пласте; P2 давление в приёмном трубопроводе в месте приёма газа (разряжение, вакуум), величина в данном случае, стремящаяся к нулю. Учитывая, что P1 это величина условно постоянная, P2 стремится к нулю, следовательно, зна-

менатель дроби увеличивается и при неизменном числителе, частное уменьшается. Чем выше вакуум, тем больше значение ΔР, тем меньше Кпр, тем меньше газа в единицу времени проходит в приёмный трубопровод.

Из работ специалистов МГГУ, ИУ СО РАН, АНО «Углеметан», ИПКОН РАН, ИГД РАН им. А.А. Скочинского, ВНИМИ и др. следует, что наибольшая газопроницаемость соответствует зоне 1. В тоже время эта зона, имея минимальный, по сравнению с общим объёмом выемочного блока угля, объём, содержит минимальное количество газа. Максимальное количество газа содержится в зоне 3, зоне с минимальной газопроницаемостью. Влияние разряжения в приёмном трубопроводе на скорость отдачи газа из зоны 1 – максимальное.

Влияние разряжения в приёмном трубопроводе на скорость отдачи газа из зоны 3 – минимальное.

$К_{пр}$ в зонах 1 и 4 = 1÷10 мД;

$К_{пр}$ в зоне 2 = $10÷10^{-3}$ мД;

$К_{пр}$ в зоне 3 = $10\text{-}3÷10^{-4}$ мД.

*Трещиноватость.* Зона 1 характеризуется, кроме больших значений $К_{пр}$, большим количеством нарушений сплошности угольного массива, проще говоря, большим количеством микро и макротрещин, выходящих в зону релаксации пласта 4 под воздействием влияния оконтуривающих выработок 5 также к границе пласта – боку горной выработки (рис.3 - 5). Естественно, после извлечения метана из зоны 1, в зону 1 по этим трещинам будет поступать воздух из горной выработки. Эффект дегазации будет снижаться.

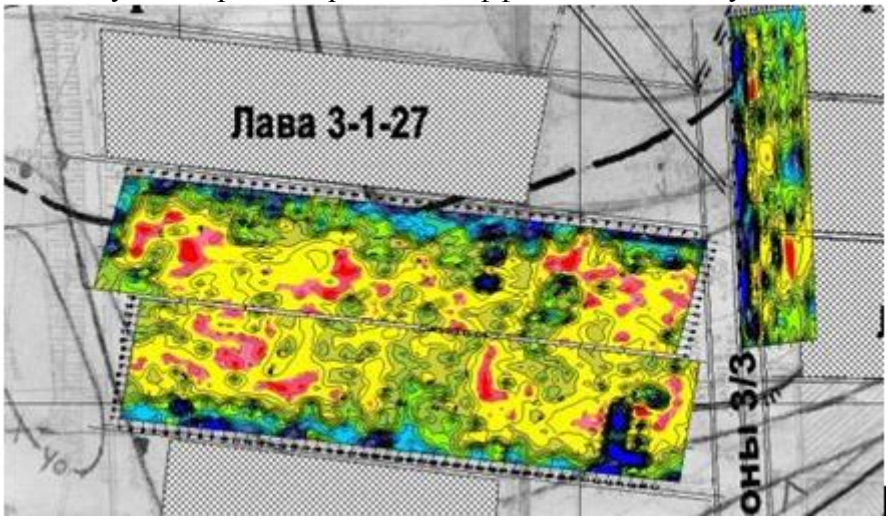



Рис.3. ВНИМИ. Результаты геофизического зондирования пласта 3-3а, контур лавы (выемочного блока) 3-1-26 и в путевом уклоне 3-3 пласта 3-3а

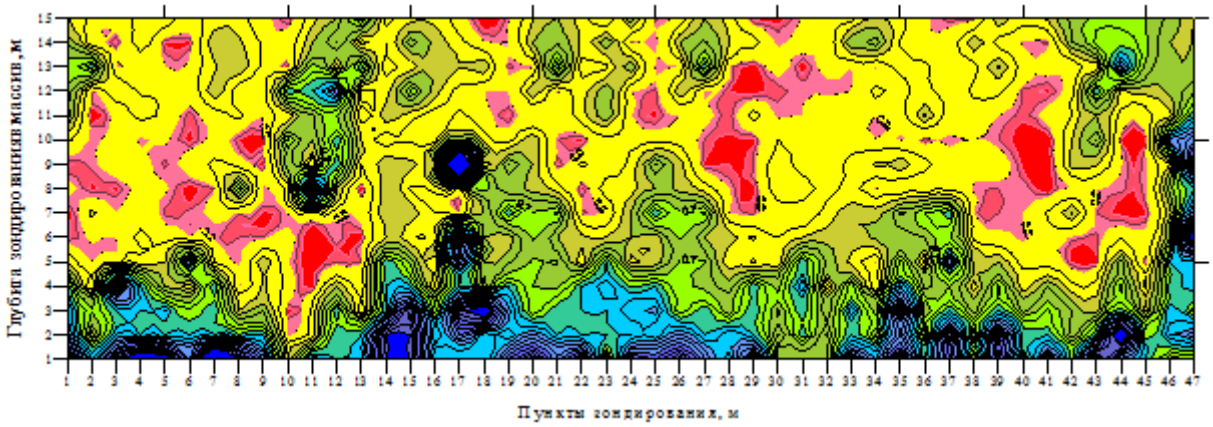



Рис.4. ВНИМИ. Результаты геофизического зондирования в конвейерном штреке 3-1-26 пласта 3-3а Алардинского района

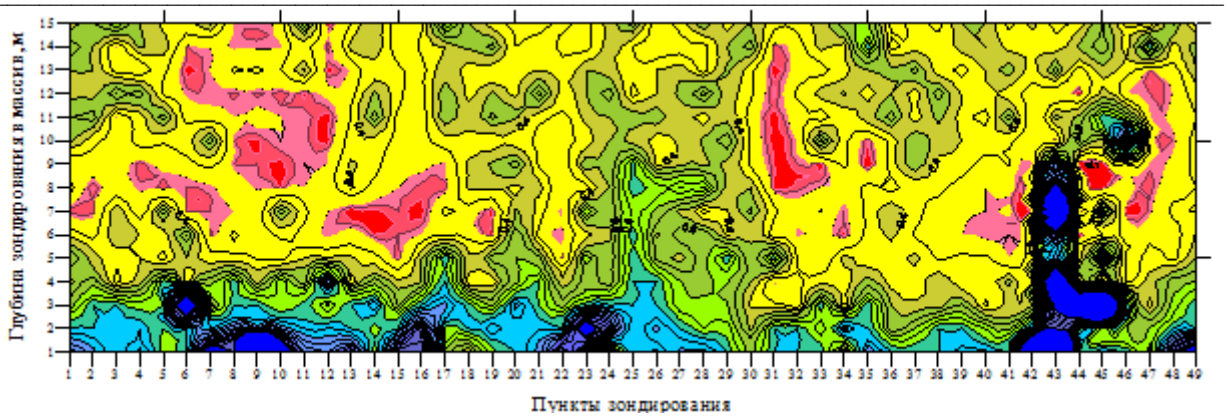



Рис.5. ВНИМИ. Результаты геофизического зондирования в вентиляционном штреке 3-1-26 пласта 3-За Алардинского района

На рисунках 3-5 оттенки синего цвета отражают зоны разгруженного трещиноватого состояния пласта, желто – коричневого цвета - зоны плотного, не перегруженного состояния пласта, оттенками красного цвета показаны зоны перегруженного, удароопасного состояния пласта.

Коэффициент проницаемости зависит от количества и размеров трещин (пористости) горных пород (рис.6).

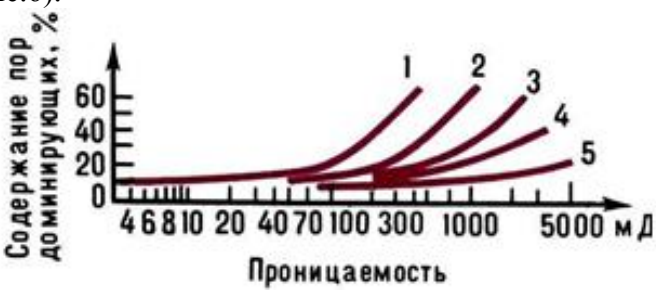



Рис. 6. Зависимость проницаемости от содержания пор (пористости, трещиноватости) в горных породах

Кроме того понижение давления в приёмном трубопроводе и связанное с этим первоначальное истечение газа из микротрещин приводит к возникновению эффекта закупорки микротрещин супермилонитом – мельчайшими частицами угля и вмещающих пород размерами в пределах от сотых долей до десятков микрон (рис.7), что объясняет снижение газопроницаемости в зонах 1 – 3.

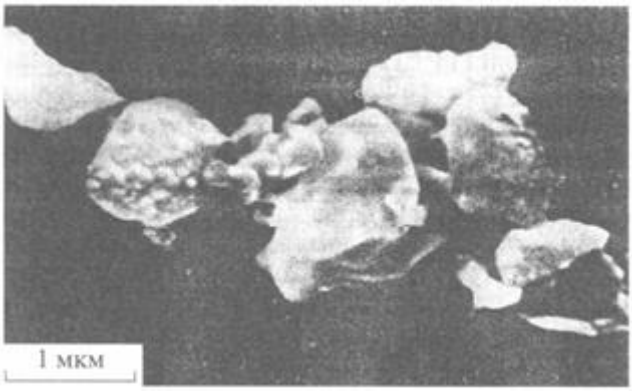



Рис. 7. Пылевидные микрочастицы, образующиеся в зоне влияния скважины

На рис. 8 и 9 показана микроструктура метанонасыщенного угля и рост микротрещин в зоне 1, поясняющая эффект закупоривания микротрещин пылевидными микрочастицами (супермилонитами с размерами частиц от $10^{-2}$ до 50 мкм).

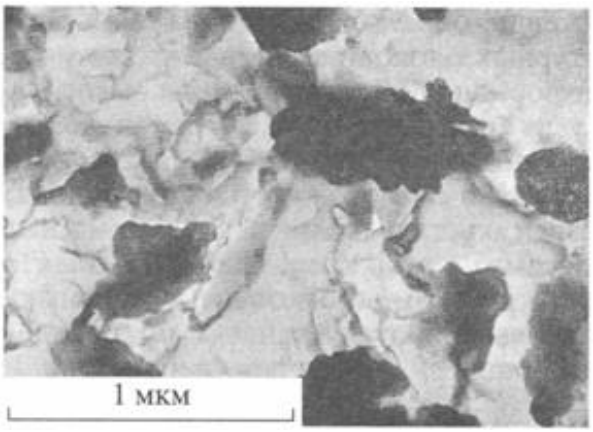



Рис. 8. Развитие микротрещин, заполняемых метаном в зоне 1

Рис. 9. Микроструктура метанонасыщенного каменного угля

*Вязкость газа*. В числителе дроби (формула Дарси) присутствует μ – параметр характеризующий вязкость газа.

Если газ находится за преградой, имеющей низкую газопроницаемость (рис. 10), где размеры каналов фильтрации соизмеримы с размерами молекул газа, то при увеличении вакуума перед преградой, с противоположной стороны произойдёт увеличение числа молекул газа на единицу площади поперечного сечения канала, без увеличения пропускной способности каналов фильтрации. Эффект пробки, т.е. по иному – возрастёт вязкость газа перед преградой и снизится вязкость после преграды, что приведет к уменьшению $К_{пр}$ и снижению объёма газа поступающего в приёмный трубопровод. Зависимость вязкости от давления показана на рис. 11.

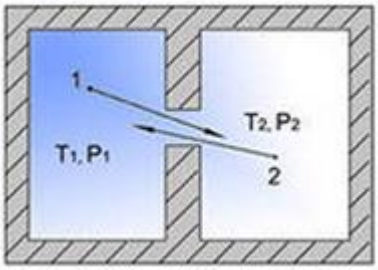



Рис. 10. Эффузия газа через преграду

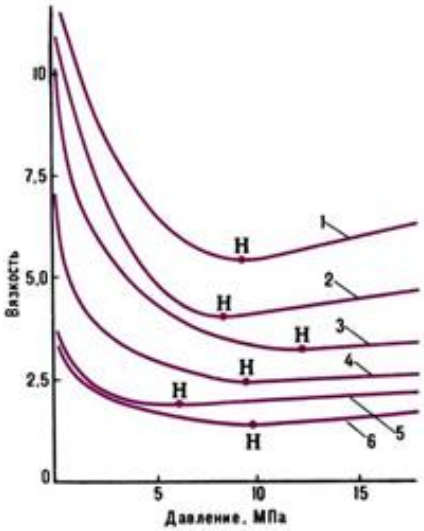



Рис. 11. Зависимость вязкости от давления

*Градиент давления*. Зависимость объёма газа от давления (рис. 12): чем выше давление, тем меньше объём, чем ниже давление, тем больше объем, занимаемый тем же количеством газа, тем ниже вес единицы объёма.

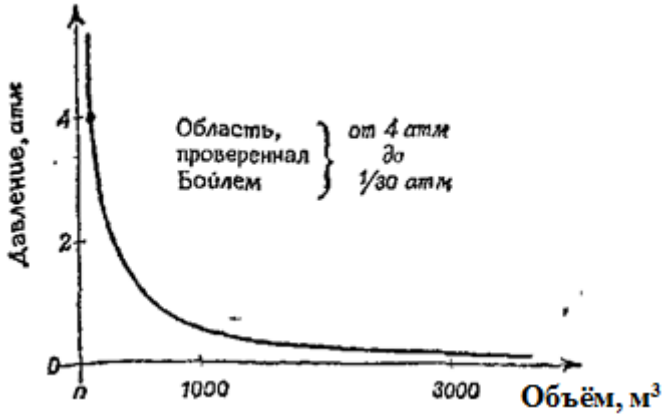



Рисунок 12. Зависимость для постоянного T и положительного k

Градиенты давлений показаны на рисунке 13. Давление в Зоне 1 после некоторого времени работы дегазационной установки, становится равным давлению в приёмном трубопроводе – 690 мбар (517,5 мм. рт.ст.). А давление в зоне 5, в горной выработке равно атмосферному давлению (760 мм рт.ст.), практически не намного, на величину компрессии проветривания его превышая. Для примера это превышение можно не учитывать.

Тем самым в зоне влияния дегазационной скважины существует градиент давления направленный от боков выработки к скважине, обеспечивающий эффузию (перемещение, фильтрацию) воздуха в приёмный трубопровод дегазационной установки. При этом, коэффициент проницаемости в этой зоне $К_{пр} \geq 1 \div 10$ мД, что обеспечивает преимущественное поступление воздуха в приёмный трубопровод дегазационной установки.

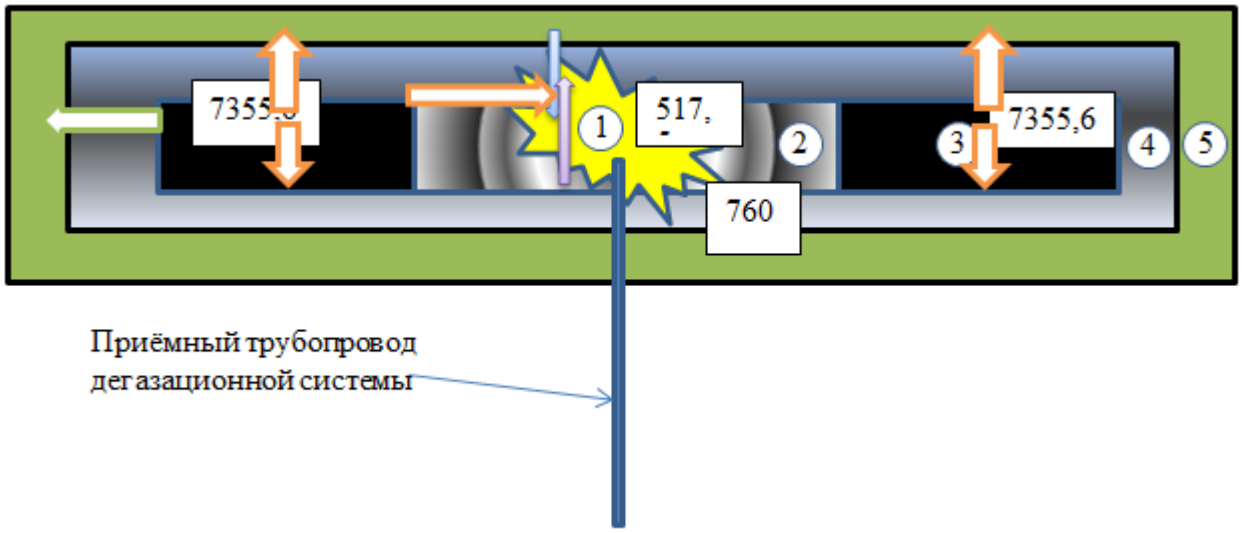



Рисунок 13. Распределение давлений по зонам оконтуренного выемочного блока

Стрелки белого цвета указывают направление движения газа (метан), голубого - направление движения воздуха.

Зона 1 – $P_2 \approx 690$ мбар (517,5 мм рт. ст.).

Зона 2 – перепад давлений от 7355,6 до 52,5 мм рт. ст.

Зона 3 – усреднённое минимальное внутрипластовое давление $P_1 \geq\approx 7355{,}6$ мм рт. ст. (10 атм).

Зона 4 – перепад давлений от 760 до 517,5 мм рт. ст. в сторону скважины, и 7355,6 до 760 в сторону оконтуривающей выработки.

Зона 5 – 1,0133 бар (760 мм рт.ст.).

Понижая давление в приёмном трубопроводе дегазационной установки, мы увеличиваем градиент давления в направлении бок выработки – скважина (зона 5 – зона 1), увеличиваем приток воздуха, тем самым снижаем содержание метана в дегазационном трубопроводе. В тоже время выделение метана в горные выработки из зоны 3, вне зоны действия дегазационной скважины практически не меняется. Т.е. появляется необходимость бурения дополнительных скважин с высокой частотой расположения в размерах выемочного блока. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа, РД 05-350-00), регламентирует расстояние между скважинами 10 метров. Следовательно, для дегазации выемочного блока длиной от 2500 до 6000 метров нужно пробурить 250 до 600 скважин диаметром 90мм и длиной 290 метров, при ширине выемочного блока 300 метров (длина очистного забоя). В каждой скважине будут происходить описанные выше процессы. При этом для повышения эффективности дегазации угольного массива нужно, что бы все скважины извлекали МВС одновременно. Тем не менее, в Инструкции по дегазации (Инструкция по дегазации угольных шахт (утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 1 декабря 2011 г. № 679)), сказано, что «При невозможности обеспечения концентрации метана в газовоздушной смеси в дегазационном трубопроводе более 25% допускается снижение минимальной величины разряжения в дегазационных скважинах». При этом та же Инструкция гласит (см. таблицу ниже), что даже при изменении значения разряжения на устье скважины от минимального 50 мм рт.ст. до максимального значения 100 ммрт.ст., эффективность дегазации практически не изменяется и коэффициент дегазации остаётся в пределах 0,2-0,4.

Таблица

Максимально достижимая эффективность дегазации угольных пластов при проведении выработок

| Способ дегазации | Коэффициент дегазации | | Минимальная величина разрежения у устья скважины | |
|---|---|---|---|---|
| | без гидроразрыва | с предварительным гидроразрывом | кПа | мм рт. ст. |
| Дегазация угольного массива по схеме: | | | | |
| рисунок 1 | 0,15-0,2 | 0,2-0,3 | 13,3 | 100 |
| рисунок 2 | 0,2-0,25 | 0,3-0,35 | 13,3 | 100 |
| рисунок 3, а | 0,3-0,4 | 0,4-0,5 | 6,7 | 50 |
| рисунок 3, б | 0,2-0,3 | 0,4-0,5 | 6,7 | 50 |
| рисунок 4 | 0,2-0,25 | 0,25-0,3 | 6,7 | 50 |
| рисунок 7 | 0,25-0,3 | 0,35-0,45 | 6,7 | 50 |
| Дегазация барьерными скважинами по схеме: | | | | |
| рисунок 5, а | 0,15-0,2 | 0,25-0,3 | 6,7 | 50 |
| рисунок 5, б | 0,2-0,3 | 0,25-0,35 | 6,7 | 50 |
| рисунок 6 | 0,2-0,3 | 0,3-0,4 | 6,7 | 50 |

Из таблицы следует вывод о том, что при высоком разряжении – 100 мм.рт.ст. коэффициент дегазации ниже, чем при более низком разряжении – 50 мм рт.ст.

Выводы

1) Понижение давления в приёмном трубопроводе ниже определённого практически более чем 50 летним опытом эксплуатации дегазационных установок для угольных шахт (в Германии системы дегазации и утилизации шахтного газа известны с 1904 года)

уровня 70 мбар (52,5 мм рт.ст.) приводит к ухудшению качества извлекаемой Метановоздушной смеси, излишней комплектации дегазационных насосных установок системами охлаждения оборудования, снижению КПД насосной установки, не влияет на снижение опасной концентрации метана в шахтной атмосфере.

2) Для точного определения эффективного режима извлечения газа из угольного массива, оконтуренного выемочного блока, необходимо провести работу по созданию методики расчётов поступления газа в приёмный трубопровод, учитывающей влияние указанных в разделе 2 факторов. По этой методике можно будет определить необходимое и достаточное разряжение в приёмном трубопроводе.

3) Поскольку необходимость увеличения разряжения на входе в насосную установку некоторыми специалистами объяснялась экономией средств на приобретение трубопроводов большого диаметра, и якобы получаемом эффекте унификации при использовании для дегазационных трубопроводов стальных труб распространённых в шахтах диаметров ДУ 110, 159, следует сказать, что такая экономия ложна, так как при этом возрастают расходы на эксплуатацию установки, затраты на электроэнергию, стоимость дегазационной установки, повышается вероятность аварии или инцидента в связи с понижением коэффициента дегазации.

Заключение. К сожалению, в этой короткой статье не полностью раскрыты зависимости и взаимосвязь факторов, влияющих на процесс дегазации угольного массива, его эффективность. Необходимо продолжить научно-исследовательские работы для изучения этого процесса и уточнения существующих методик оценки влияния указанных факторов на эффективность дегазации выемочных блоков угольных пластов.

## Список литературы

1. Тайлаков О.В. Оценка фильтрационных свойств угольных пластов на основе гидроиспытаний. / О. В. Тайлаков, А. И. Смыслов, Е. А. Уткаев // Горный информационно-аналитический бюллетень №9, 2004. Москва: МГГУ, 2004. С. 291-293.
2. Тайлаков О.В. Оценка фильтрационных свойств угольных пластов. / О.В. Тайлаков, А.И. Смыслов, Е. А. Уткаев // Журнал «Газовая промышленность». Спец. выпуск № 672. -2012. Изд-во «Газоил пресс» - С. 24.
3. Смыслов А.И. Модель фильтрации флюида в угольном пласте. / А.И. Смыслов // Отдельный выпуск Горного Информационно-аналитического бюллетеня. -2009. -№ ОВ7. М.: «ГОРНАЯ КНИГА», 2009. - С. 224-227.
4. Смыслов А.И. К оценке фильтрационных свойств угольных пластов. / А.И. Смыслов // Сборник научных трудов по материалам симпозиума «Неделя горняка-2009». Отдельный выпуск Горного Информационно-аналитического бюллетеня. -2009. -№ ОВ11. М.: «Горная книга». - С. 293-296.
5. Трубецкой К.Н., Викторов С.Д., Галченко Ю.П., Одинцев В.Н. Техногенные минеральные наночастицы как проблема освоения недр. Вестник РАН 206 том 78 №4 стр. 318-332.
6. Назимова С.В., Кондаков А.В., Дурнин М.К. Разработка отечественной дегазационной установки нового поколения // Уголь. - 2010. - N 7(1013). - С.22-23.
7. Ногих С.Р., Ашурков В.А., Дурнин М.К. Дегазация Земли и проблема безопасности угледобычи в Кузбассе // Сиб. уголь в XXI веке. - 2009. - N 6-7. - С.22-24. - Библиогр.: 4 назв.
8. Проблемы безопасности и новые технологии подземной разработки угольных месторождений / Клишин В.И., Зворыгин Л.В., Лебедев А.В., Савченко А.В.; ИГД СО РАН. - Новосибирск: ИД "Новосибирский писатель", 2011. - 524 с. - Библиогр.: 290 назв.

9. Разупрочнение угольного пласта в качестве метода интенсификации выделения метана / Клишин В.И., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б., Дурнин М.К. // Уголь. - 2010. - N 4(1010). - С.40-42. - Библиогр.: 16 назв.

10. Рубан А.Д., Захаров В.Н., Забурдяев В.С. Интегрированная технология извлечения и утилизации шахтного метана при высокоинтенсивной разработке газоносных угольных пластов // Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды: тр. конф. с участием иностр. ученых, Новосибирск, 28 июня - 2 июля 2010. В 3 т. Т.2. Геотехнологии. - Новосибирск: ИГД СО РАН, 2010. - С.41-46. - Библиогр.: 6 назв.

11. Тайлаков О.В., Застрелов Д.Н. Экономическая эффективность проектов использования шахтного метана и оптимизация рисков на стадии выбора инвестора // ГИАБ. - 2009. - Отд. вып.7 (Кузбасс-1). - С.165-168. - Библиогр.: 2 назв.

12. Тайлаков О.В., Исламов Д.В., Застрелов Д.Н. Оценка экономической эффективности проектов извлечения и использования шахтного метана в Кузбассе // ГИАБ. - 2008. - Отд. вып.7 (Кузбасс). - С.71-76. - Библиогр.: 3 назв.

13. Установка для подготовки шахтного метана к утилизации: пат. 2299331 Россия: МПК E 21 F 7/00 (2006.01), B 01 D 47/00 (2006.01) / Пучков Л.А., Каледина Н.О., Малашкина В.А.; МГГУ. - N 2005139164/03; заявл. 15.12.2005; опубл. бюл. N 14, 2007.

14. Бакхаус К., Безпфлюг В.А., Хоппе С. Состояние и перспективы эмиссионных проектов с шахтным газом в странах СНГ // Глюкауф. - 2010. - N 1(2). - С.92-94.

15. Безпфлюг В.А. Опыт утилизации шахтного метана в ФРГ и возможности его утилизации в России // Уголь. - 2006. - N 8(966). - С.66-68.

16. Безпфлюг В.А. Сравнительная экономическая оценка различных технологий утилизации шахтного метана // Глюкауф. - 2007. - N 2(4). - С.77-78.

17. Безпфлюг В.А., Бакхаус К. Оценка эффективности ТЭС на шахтном газе // Глюкауф. - 2007. - N 3. - С.93-95.

18. Безпфлюг В.А., Дурнин М.К. Об эффективности ТЭС на шахтном газе // Уголь. - 2007. - N 7(977). - С.32-34.

19. Безпфлюг В.А., Майер Ю. Оценка состояния эмиссионных проектов по шахтному газу // Уголь. - 2007. - N 5(975). - С.72-74.

20. Безпфлюг В.А., Дурнин М.К. Сравнительная экономическая оценка различных технологий утилизации шахтного метана // Уголь. - 2007. - N 12(982). - С.59-61.

21. Дурнин М.К. Выбор эффективных технологий утилизации шахтного метана для повышения промышленной безопасности угольных шахт // ГИАБ. - 2007. - Отд. вып.13. Метан. - С.415-428.

22. Дурнин М.К. Обоснование параметров отечественной дегазационной установки нового поколения // Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды: тр. конф. с участием иностр. ученых, Новосибирск, 28 июня - 2 июля 2010. В 3 т. Т.2. Геотехнологии. - Новосибирск: ИГД СО РАН, 2010. - С.129-135. - Библиогр.: 9 назв.

23. К вопросу о промышленном освоении ресурсов угольного метана в России / Малышев Ю.Н., Трубецкой К.Н., Гурьянов В.В., Матвиенко Н.Г. // ГИАБ. - 2000. - N 1. - С.138-141.

24. Каледина Н.О. Эколого-экономический эффект утилизации угольного метана // Современные проблемы угольного метана. - М.: МГГУ, 1999. - С.165-175. - Библиогр.: 5 назв.

25. . Аншиц А.Г., Воскресенская Е.Н. Окислительная конденсация метана – новый процесс переработки природного газа. Химия, 1999 год.

26. Пармузин П.Н. Организационно-экономический механизм реализации проекта дегазации угольных шахт. Нефтегазовое дело, 2006, http://www.ogbus.ru.

27. Руководство по наилучшей практике эффективной дегазации источников метановыделения и утилизации метана на угольных шахтах. Серия публикаций ЕЭК по энергетики, №31, 2010 год.

УДК 614.84+699.81

# СРЕДСТВА ОГНЕЗАЩИТЫ И ПОЖАРНОЙ БЕЗОПАСНОСТИ. СТРАТЕГИЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ КОРПОРАТИВНОЙ БЕЗОПАСНОСТИ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ОАО «ТОМСКНЕФТЬ» ВНК

***[1]д.т.н. Лукьянов В.Г., [2]Провоторов А.А.***

***1 – Национальный исследовательский Томский политехнический университет, г. Томск, Росссия***

***2 - ОАО «Томскнефть ВНК», г. Томск, Росссия***

***Аннотация.*** Разработан и предлагается для практического использования в ОАО «Томскнефть» каталог «Средства огнезащиты и пожарной безопасности», целью которого является систематизания основных понятий о пожаре, средств пожаротушения и радиосвязи. Каталог рассмотрен на техническом совете «ТомскНИПИнефть» и ОАО «Томскнефть».

***Ключевые слова:*** огнезащита, пожаротушение, нефтеперерабатывающие предприятия, каталог, охранная сигнализация, средства связи.

Данная научно-исследовательская работа выполнена в соответствии с программой НИОКР ОАО «Томскнефть» при согласовании с комитетом по развитию нефтегазодобывающего комплекса Администрации Томской области.

Впервые за 45 - летнею историю Томской нефтяной промышленности сделана попытка создания каталога «Средства огнезащиты и пожарной безопасности» для разработки стратегии обеспечения корпоративной безопасности на месторождениях ОАО «Томскнефть» ВНК.

Необходимость разработки каталога обусловлена многообразием в настоящее время средств огнезащиты и пожаротушения, рассредоточением в различных информационных источниках; справочниках и другой научно-технической литературе. Зачастую информация по оборудованию является устаревшей. Выражается это в указании отменных ГОСТов, ОСТов, ТУ, оборудования, снятого с производства и т.д.

В связи с этим цель настоящего каталога состоит в том, чтобы систематизировать эти средства в едином издании, отражающем наиболее полные технико-экономические показатели оборудования.

Решение вопросов обеспечения пожарной безопасности, безусловно, является одной из первоочередных задач для каждого нефтедобывающего предприятия. Ключевые позиции в решении вопроса предупреждения аварий можно обеспечить только путем применения современных средств огнезащиты и пожаротушения, внедрения новых средств пожарной сигнализации и автоматики на пожароопасных объектах. В нефтедобывающем предприятии ОАО «Томскнефть» ВНК выработана корпоративная стратегия обеспечения безопасности на месторождениях. Основой развития стратегии послужило создание Регионального центра пожарной безопасности и аварийно-спасательных работ ОАО «Томскнефть» ВНК, направленного на усиление мер по предупреждению и предотвращению возможных аварийных ситуаций. В российской нефтедобывающей промышленности за ее более чем вековую историю накоплен колоссальный опыт, использование которого является насущной необходимостью для каждого предприятия. Обладая успешным опытом работы, основанным на внедрении и использовании передовых отечественных и зарубежных технологий в области пожарной безопасности, ОАО «Томскнефть» ВНК совместно с Томским политехническим университетом проведена огромная работа по сбору и обобщению информации с целью доведения до самых отдаленных регионов деятельности предприятия. В данном издании приведена информация о современных средствах огнезащиты, пожарной сигнализации, автоматики и пожароту-

шения для обеспечения безопасной работы на производственных объектах и в административных зданиях нефтедобывающих предприятий. Даны основные технические характеристики оборудования, установок и модулей, средств ограничения распространения пожара, систем контроля. Приведены сведения об огнетушащих веществах и знаках пожарной безопасности, видах пожаротушения, противопожарном водоснабжении и средствах радиосвязи. Это определило актуальность работы, которая заключается в представлении новейшей достоверной информации от непосредственных производителей современных огнетушащих веществ и материалов для огнезащиты различных конструкций и изделий, электрических кабелей и аппаратуры на нефтепромыслах, подробных характеристик эффективных технических средств пожарной и охранно-пожарной сигнализации, автоматических систем различных видов пожаротушения, а так же основных типах пожарных автомобилей, вездеходов, наиболее подходящих для нефтепромыслов Томской области судоходных и авиационных средств пожаротушения.

На основе существующих современных средств огнезащиты и пожаротушения научно обоснованы и согласованы с производственниками ОАО «Томскнефть» ВНК наиболее эффективные из них для местных условий.

В результате анализа современных средств огнезащиты и обеспечения пожарной безопасности, проведенной систематизации и оценки эффективности в разработанном каталоге дана необходимая информация и рекомендации по рациональному применению их для обеспечения корпоративной безопасности на месторождениях ОАО «Томскнефть» ВНК.

Содержание разработанного каталога «Средства огнезащиты и пожарной безопасности» и его объем согласованы с заказчиком.

Каталог включает следующие разделы:

– Основные понятия о пожаре, огнетушащих веществах и знаках пожарной безопасности. Виды пожаротушения для различных объектов нефтяных месторождений.
– Средства огнезащиты и ограничения распространения пожара.
– Технические средства пожарной и охранно-пожарной сигнализации.
– Пожарные автомобили, мотопомпы, вездеходы, судоходные и авиационные средства пожаротушения.
– Тушения пожаров в резервуарах с легковоспламеняющимися жидкостями и на нефтеперекачивающих станциях.
– Установки и модули пожаротушения.
– Щиты и фонари пожарные. Огнетушители. Одежда пожарного и костюм газовика-нефтяника.
– Противопожарное водоснабжение.
– Средства радиосвязи.

По каждому типу оборудования в каталоге приведены основные технические характеристики, область применения, код оборудования, ГОСТ или ТУ, завод-изготовитель. Отраслевая принадлежность заводов-изготовителей приводится по состоянию до 1 января 2007 года.

Каталог «Средства огнезащиты и пожарной безопасности» содержит 176 страниц.

Разработанный каталог по информативности не уступает отечественным и зарубежным аналогам и максимально учитывает потребности региона.

Результаты данной НИР опубликованы в вестниках Российской академии естественных наук (Кемерово, 2004, 2005 гг.); в материалах межрегиональной научно-практической конференции «Проблемы и перспективы развития минерально-сырьевой базы и предприятий ТЭК Сибири» (Томск, 2005); в докладах 9-ой, 10-ой и 11-ой междуна-

родных научно-практических конференциях «Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири» (Издательство Томского государственного университета 2003, 2004, 2005 гг.); в национальном отраслевом журнале «Нефтегазовая вертикаль» (Москва, 2005 г. № 17); в журнале «Академия энергетики» (Санкт-Петербург, 2006 г. № 1).

Работа 2 раза докладывалась на техническом совете «ТомскНИПИнефть» и ОАО «Томскнефть». Каталог демонстрировался на выставке НК ЮКОС «Нефть и газ -2004» и награжден медалью «Сибирские Афины» в номинации «Новые научные разработки и технологии». В 2004 г. каталог был представлен на 4-ой межрегиональной специализированной выставке-ярмарке «Газофикация-2004»; в 2005 г. - на выставке «Сибнедра-2005» (г. Новосибирск); в 2006 г. на выставке «Металлы Сибири - Сибнедра-2006», Горное дело Сибири, Сибнефтегаз, оборудование для нефтегазового комплекса (г. Новосибирск).

Каталог «Средства огнезащиты и пожарной безопасности» награжден дипломом конкурса «Сибирские Афины» в номинации «Новые научные разработки и технологии» на специализированной выставке-конгресс «Нефть, Газ, Геология» 2006 г. Каталог награжден Золотой медалью отборочного этапа Межрегионального конкурса «Лучшие товары и услуги Сибири ГЕММА-2006» по Томской области. Каталог также награжден Золотой медалью финалистов конкурса «Сибирские Афины» в номинации «Новые научные разработки и технологии» на 10 Международной выставке-конгресс, ноябрь 2007 г., Томск, а также доложен и опубликован в материалах Всероссийской научно-технической конференции «Нефть и газ Западной Сибири», Тюмень, 2007 г.

Специалисты различного уровня отмечают актуальность, своевременность и полезность выполненной работы.

В целом, широкое внедрение результатов выполненной работы будет способствовать решению вопросов обеспечения пожарной безопасности объектов нефтегазодобычи ОАО «Томскнефть» и других предприятий Томской области, а также предприятий межрегиональной ассоциации «Сибирское соглашение». Каталог предназначен для технических работников нефтегазовой отрасли, а также может использоваться в качестве учебного пособия для студентов всех форм обучения вузов и техникумов нефтегазового дела.

Данная работа является первым вариантом каталога «Средства огнезащиты и пожарной безопасности» для разработки стратегии обеспечения корпоративной безопасности на месторождениях ОАО «Томскнефть» ВНК. Предусматривается доработка и периодическое переиздание.

УДК 622.831.322

## АЛГОРИТМЫ СПОСОБОВ ТЕКУЩЕГО ПРОГНОЗА ВЫБРОСООПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

***д.т.н. А.В. Шадрин, Ю.А. Бирева***
***ФГБОУ ВПО «Кемеровский государственный университет»***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** Рассмотрены алгоритмы известных (применяемых и разрабатываемых) способов текущего прогноза выбросоопасности. Два из них – инструментальные, основанные на измерении начальной скорости газовыделения и выхода буровой мелочи при бурении контрольных шпуров. Четыре – геофизические: акустической эмиссии, газоаналитический, температурный и спектрально-акустический. Подробно рассмотрен алгоритм разрабатываемого спектрально-акустического метода прогноза с коррекцией критериального значения показателя выбросоопасности в зависимости от прочности угля и концентрации метана у забоя выработки.

***Ключевые слова***: внезапный выброс, алгоритм прогноза, показатель выбросоопасности, цифровая обработка сигнала.

В результате теоретических и экспериментальных исследований, выполненных многими научными школами, установлены основные факторы выбросоопасности: напряженное состояние призабойного пространства; структура угольного пласта, наличие в нем перемятой пачки, характеризующейся низкой газопроницаемостью; высокая газоносность пласта, особенно перемятой пачки; влажность угля (при влажности более 6% выбросы никогда не происходили). Способы прогноза выбросоопасности основаны на измерении параметров, характеризующих основные факторы, ее вызывающие.

Применяемые способы текущего прогноза выбросоопасности подразделяются на два класса: инструментальные (основанные на анализе факторов выбросоопасности по результатам бурения контрольных шпуров) и автоматизированные (основанные на применении геофизических методов оценки факторов, определяющих выбросоопасность).

В России известны два основных способа инструментального прогноза выбросоопасности.

Первый называется методом текущего прогноза выбросоопасности по структуре пласта и начальной скорости газовыделения при бурении контрольных шпуров. Алгоритм реализации этого метода состоит в анализе структуры пласта на наличие пачки перемятого (не прочного, обладающего низкой газопроницемостью) угля мощностью более 20 см, поинтервальном бурении в нем контрольных шпуров и измерении начальной скорости газовыделения с каждого погонного метра шпура $g_{нач}$. При выполнении условия $g_{нач} \geq 4$ лит/мин·м призабойное пространство считается выбросоопасным.

Критерий выбросоопасности $g_{нач} \geq 4$ л/мин·м установлен экспериментально: при такой начальной скорости газовыделения выбросы никогда не происходили. Однако поскольку этот критерий учитывает лишь структуру пласта и газовый фактор, и не учитывает напряженное состояние, а также конкретные горно-геологические и горнотехнические условия, он взят с достаточно большим запасом, что приводит к большой величине ошибки второго рода.

Алгоритм второго инструментального метода, разработанного ВостНИИ под руководством профессора В.Н. Пузырева, включает поинтервальное измерение начальной скорости газовыделения и выхода буровой мелочи при бурении контрольных шпуров по пачке наименее прочного угля. Критерий этого метода описывается показателем $R_1$ [1]:

$$R_1 = (S_{max}-1,8)(g_{нач\,.max}-4), \qquad (1)$$

где $S_{max}$ – максимальное значение выхода буровой мелочи по длине контрольного шпура, л/м; $g_{нач\,.max}$ –максимальное значение начальной скорости газовыделения, л/мин·м.

Этот показатель учитывает и газовый фактор (начальная скорость газовыделения), и прочность угля, и напряженное состояние. Последние два фактора определяются выходом буровой мелочи – чем выше действующие напряжения и менее прочный уголь, тем больше выход буровой мелочи. Данный метод гораздо точнее оценивает выбросоопасность по сравнению с предыдущим методом. Однако его применение было прекращено под надуманным предлогом о трудности измерения выхода буровой мелочи при бурении шпуров по увлажненному углю.

Оба рассмотренных метода текущего прогноза выбросоопасности характеризуются достаточно высокой продолжительностью и трудоемкостью, что сдерживает темпы ведения подготовительных выработок и не позволяет использовать их в очистных. Они были предназначены для оценки выбросоопасности в ремонтную смену, когда темпы проходки не превышали 4 м в сутки, и поэтому не мешали ведению горных работ. Однако высокие скорости проведения подготовительных выработок современным оборудованием (более 10 м в сутки) требуют выполнения нескольких циклов прогноза инструментальными методами за сутки. Поскольку это существенно снижает темпы ведения работ, начали разра-

батывать геофизические методы прогноза, осуществляемые в процессе ведения горных работ, но не мешающие технологическому процессу.

К настоящему времени известны четыре таких метода: акустической эмиссии, газоаналитический, температурный и спектрально-акустический.

Алгоритм метода прогноза выбросоопасности, основанный на анализе акустической эмиссии (АЭ), заключается в «прослушивании» призабойного пространства выработки и выявлении ситуаций, когда наблюдается увеличение активности АЭ. Здесь под активностью АЭ понимается количество актов АЭ, зарегистрированных в единицу времени. Каждый акт АЭ сопровождает скачок в росте какой-либо трещины. Поскольку развитие трещины происходит под действием сил горного давления и давления свободного газа, находящегося в полости трещины, считается, что этот показатель учитывает и фактор напряженного состояния пласта, и газовый фактор, а рост активности АЭ свидетельствует о наступлении выбросоопасной ситуации. Однако это не всегда так, поскольку рост трещин может приводить и к началу катастрофического разрушения части горного массива, и к разгрузке краевой части пласта с отодвиганием зоны ПГД вглубь массива. Поскольку метод АЭ не дает однозначного ответа о напряженном состоянии призабойного пространства выработки, надежность его прогноза недостаточно высока.

Алгоритм второго метода автоматизированного прогноза, названного газоаналитическим, заключается в измерении концентрации метана в атмосфере выработки вблизи опасного по выбросам забоя с помощью аппаратуры контроля метана и отнесении ситуации к выбросоопасной при превышении концентрации метана некоторой предельной величины. Метод основан на том, что концентрация метана в атмосфере выработки связана с газоносностью и давлением свободного газа в трещинах и порах угля, - одним из основных факторов выбросоопасности. Метод имеет несколько модификаций. В частности, принимается во внимание также скорость роста концентрации метана с началом работы комбайна и скорость ее снижения при прекращении работы комбайна. При этом скорость роста (снижения) концентрации метана свидетельствует о газопроницемости пласта (она тем ниже, чем эти скорости выше), а величина концентрации свидетельствует о газоносности и давлении газа в пласте. Отсюда видно, что данный метод преимущественно контролирует газовый фактор выбросоопасности и структуру пласта (высокие скорости увеличения / снижения концентрации свидетельствуют о наличии перемятой пачки угля) и лишь косвенно – напряженное состояние пласта. Этим, на наш взгляд, объясняется недостаточная достоверность прогноза данным методом.

Разрабатывался также в 80-90-е годы прошлого века метод прогноза по температуре забоя или газа в шпуре. Алгоритм этого метода также имел две модификации. По одной измерялась температура забоя с помощью тепловизора, по другой - температура газа в контрольном шпуре. Величина снижения температуры в обоих алгоритмах свидетельствовала об интенсивности газовыделения и, следовательно, об угрозе развязывания выброса. Как видно, данный метод предназначен преимущественно для оценки газового фактора выбросоопасности. Для оценки достоверности прогноза этим методом имеется недостаточно данных, т.к. он не доведен до стадии внедрения. Однако априори ясно, что поскольку метод основан преимущественно на контроле лишь газового фактора, достоверность его недостаточно высока.

На шахтах Донбасса нашел применение метод прогноза по амплитудно-частотным характеристикам пласта, (другое название метода - спектрально-акустический). Алгоритм метода заключается в спектральном анализе шумов, излученных в горный массив режущим органом горного оборудования (комбайна, струга, буровой штанги, отбойного молотка) и прошедших через контролируемую призабойную зону. Метод основан на том, что затухание акустических колебаний в твердом теле в первом приближении прямо пропорционально их частоте и обратно пропорционально давлению, действующему на тело. Поэтому показатель выбросоопасности, определенный как отношение амплитуд акустических шумов на высоких и низких частотах с ростом напряжений на пласт также возраста-

ет. Метод подтвержден экспериментально на шахтах Украины и ряде шахт Кузбасса, Воркуты и Караганды [2].

Преимущество данного метода по сравнению с другими автоматизированными: непрерывный контроль напряженного состояния в призабойном пространстве выработки в процессе ведения горных работ. Недостаток метода – нет учета прочности угля и газового фактора.

Поскольку спектрально-акустический метод позволяет непрерывно, в процессе ведения горных работ абсолютно им не мешая (приемник акустических колебаний устанавливается в шпур, пробуренный в бок выработки либо позади забоя подготовительной выработки, либо впереди лавы), он был взят нами за основу комплексного геофизического метода контроля выбросоопасности. Предельное значение его показателя выбросоопасности корректируется в зависимости от газового фактора, контролируемого газоаналитическим методом аппаратурой контроля метана, а прочность угля измеряется периодически прочностномером конструкции ИГД им. А.А. Скочинского. В этом случае предельное значения показателя выбросоопасности $\boldsymbol{K_{кр.пр}}$ определяется следующим выражением [2]:

$$K_{кр.пр} = \exp\left[\ln K_{кр,0}\left(1 - \frac{D}{f_1(q)}\sqrt{\frac{1}{\xi_i S_з}\frac{Q(C_т - C_ф)}{100}}\right)\right], \qquad (2)$$

где $\boldsymbol{K_{кр.0}}$ – показатель выбросоопасности без учета газового фактора, измеряемый спектрально-акустическим методом; $D = m\sqrt{k_0 \eta P_{ат}} \cdot x_{кр} \exp(-\varphi x_{кр})$; $m$ – константа, характеризующая пористость угля; $k_0$ – коэффициент, характеризующий газопроницаемость пласта, м$^{-3}$; $\eta$ – вязкость метана, Па·с; $\boldsymbol{\xi_i}$ – коэффициент, учитывающий степень воздействия i-го вида оборудования (комбайн, отбойный молоток, буровой станок и диаметр коронки) на забой, $0 < \xi_i < 1$.

Здесь коэффициенты $\boldsymbol{K_{кр,0}}$ , $\boldsymbol{D}$ и $\boldsymbol{\xi_i}$ определяются опытным путем; $\boldsymbol{f_1(q)}$ рассчитывается по результатам измерения прочности наиболее слабой угольной пачки пласта в соответствии с выражением $f_1(q) = 2.2\left(\frac{q}{110 - q}\right)^2$, в котором $q$ - прочность угля, измеряемая прочностномером конструкции ИГД им. А.А. Скочинского; концентрации метана в атмосфере выработки $\boldsymbol{C_т}$ ***и*** $\boldsymbol{C_ф}$ измеряются аппаратурой АКМ.

В настоящее время аппаратура для спектрально-акустического прогноза выбросоопасности (без коррекции на газовый фактор и прочность угля) есть только в Украине. В связи со сложившимися в настоящее время отношениями с Украиной приобрести это оборудование не удалось. Поэтому была поставлена задача разработать такую аппаратуру, позволяющую, кроме того, рассчитывать предельное для данного забоя в момент ведения горных работ значение показателя выбросоопасности с учетом концентрации метана в атмосфере выработки у забоя и прочность угля. Очевидно, что это можно сделать только аппаратурой с цифровой обработкой сигнала.

Нами разработан алгоритм цифровой обработки акустического сигнала, излучаемого горным оборудованием, для осуществления мониторинга напряженного состояния разрабатываемого горного массива спектрально-акустическим и газоаналитическим методами.

Алгоритм включает следующие процедуры:

- аналого-цифровое преобразование входного акустического сигнала;
- формирование экспериментальных выборок из отсчетов аналого-цифрового преобразования;
- быстрое преобразование Фурье;
- отбор низкочастотных и высокочастотных гармоник в заданных частотных диапазонах;

- расчет амплитуд гармоник $A_H$ и $A_B$ отдельно соответственно для отобранных низкочастотных и высокочастотных частей спектра по определенному алгоритму, являющемуся ноу-хау;
- определение показателя выбросоопасности без учета газового фактора и прочности угля как отношение $A_B/ A_H$;
- усреднение показателя выбросоопасности по ансамблю выборок;
- расчет предельного значения показателя выбросоопасности с учетом газового фактора и прочности угля;
- сравнение измеренного значения показателя выбросоопасности с предельным и принятие решения о степени выбросоопасности.

Разработка и внедрение такого алгоритма определения показателя выбросоопасности позволит, на наш взгляд, обеспечить шахты аппаратурой непрерывного автоматизированного мониторинга выбросоопасности.

**Список литературы**

1. Чернов, О.И. Прогноз внезапных выбросов угля и газа / О.И. Чернов, В.Н. Пузырев. - Москва: Недра, 1979. – 296 с.
2. Мирер, С.В. Спектрально-акустический прогноз выбросоопасности угольных пластов / С.В. Мирер, О.И. Хмара, А.В. Шадрин.– Кемерово: Кузбассвузиздат, 1999. – 92с.
3. Шадрин, А.В. Критерии выбросоопасности, применяемые и разрабатываемые для угольных шахт Кузбасса / А.В. Шадрин, П.В. Егоров, С.Е. Трусов // Вестник КузГТУ. - 2003. - №4. - С.14-20.

УДК 614.841.332

## ПРОБЛЕМЫ БЕЗОПАСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОЛИМЕРНЫХ МАТЕРИАЛОВ

***к.т.н., Уварова В.А.***
***ОАО «Научный центр ВостНИИ по безопасности работ в горной промышленности»***
***г. Кемерово, Россия***

***Аннотация.*** В статье рассмотрены вопросы безопасности при использовании полимерной продукции (полимерные смолы, пены, гели, полиуретаны, полиамиды, смачивающие и связывающие вещества, антипирогены, резинотехнические изделия и конвейерные ленты, пластмассы, стеклопластики, базальтопластики) на предприятиях горнодобывающего комплекса (ГДК). Предложены пути решения проблем их безопасного использования путем обновления нормативной базы, создания системы добровольной сертификации и государственного надзора по оценке соответствия этой продукции (надзора за рынком) требованиям безопасности: порядок регистрации, идентификации, испытаний, подтверждения соответствия, приемки и ввода ее в эксплуатацию.

***Ключевые слова:*** полимерные материалы, сертификация, испытания, требования безопасности, предприятия горнодобывающего комплекса (ГДК).

Изменение государственного устройства России выдвигает требования к новым подходам формирования нормативной базы и системы контроля безопасных условий труда. Концепция современных подходов к разработке, формированию и построению системы контроля для обеспечения безопасности применения веществ и материалов на предприятиях ГДК заключается в нахождении взаимовыгодных и взаимоприемлемых точек

соприкосновения между государством, собственником, а также производственными партнерами и поставщиками продукции из других стран. В этой связи стоит отметить возросшие проблемы при допуске материалов, веществ и полимерных технологий на предприятия ГДК. Эта проблема состоит в устаревшем и не успевающем за внедрением новых технологий в горное производство, нормативным обеспечением контроля их пожарной и токсической безопасности.

Основными направлениями использования синтетических полимеров в технологических процессах на предприятиях горнодобывающего комплекса являются:

- транспортирование горной массы (конвейерные ленты, скребки и ролики);
- упрочение горного массива, аэро- и гидроизоляция, герметизация выработок, набрызг-технологии (полимерные и полимерцементные смолы, пены, клеи, гели, арматура, анкеры, шахтные сетки);
- применение в качестве деталей износа и защиты (футеровки, уплотнения, подшипники, опоры, оболочки для водяных заслонов, химических ампул анкерного крепления, предохранительных взрывных устройств, бронированных экранированных кабелей, шахтерские каски);
- обогащение угля и полезных ископаемых (грохота, сита, гидроциклоны);
- водоснабжение, канализование, вентиляция выработок (водоводы, канализационные трубы и воздуховоды);
- купирование угольной пыли (смачивающие и связывающие составы).

Проблема внедрения полимерных материалов на предприятиях ГДК состоит в том, что полимерные материалы зачастую весьма пожароопасны, а также обладают способностью выделять в воздух рабочей зоны при применении их в технологических циклах подземной угледобычи ряд вредных и токсичных веществ.

Для допуска полимерной продукции на предприятия ГДК, в частности, угольные шахты, каждый материал, изделие, оборудование должны были пройти процедуру испытаний в специальной аккредитованной организации на соответствие требованиям безопасности.

Как пример можно привести деятельность в этом направлении ОАО «НЦ ВостНИИ», в котором существует орган по сертификации продукции горного машиностроения и «Испытательный центр по установлению взрывоопасности аэровзвесей твердых веществ», которые аккредитованы на проведение испытаний по критериям пожарной безопасности. В период 2000 -2014 г.г. были проведены испытания более 200 веществ и материалов. Среди них: полимерные смолы, пены, материалы для набрызг-технологий, полимерные ампулы для анкерного крепления, смачивающие, связывающие вещества, стеклопластик, базальтопластиковыя арматура, полиуретановые, полиэтиленовые изделия, конвейерные ленты и резинотехнические изделия, каски и т.д.

Испытательный центр оснащен установками, стендами и приборной базой для определения следующих показателей пожароопасности: группа горючести; кислородный индекс; температура вспышки, воспламенения, самовоспламенения; склонность к дымообразованию; показатель токсичности продуктов горения (далее: показатель ТПГ); удельное газовыделение; горючесть в модельной штольне, горючесть в пламени спиртовой горелки; воспламеняемость при трении на барабане.

На рис.1 показана установка «Термодес» ОАО НЦ «ВостНИИ» и установка «Дым» «ВНИИПО» для определения ряда пожароопасных и токсических свойств полимерных материалов.

В таблице даны основные показатели пожароопасности ряда полимерных материалов, прошедших лабораторные испытания с целью сертификации продукции.

Как видно из таблицы ряд материалов и изделий являются горючими и высокоопасными по показателям ТПГ и склонности к дымообразованию. Кроме того, исследования показали, что в процессе термодеструкции и при смешивании компонентов поли-

мерных материалов в воздух рабочей зоны могут выделяться ряд вредных веществ острого, аллергического воздействия на организм и канцерогенов. Это такие газы, как углерод оксид и углерода диоксид, сера диоксид, оксиды азота, формальдегид, гидроцианид, гидрохлорид, а также твердая фаза в виде хлопьевидных аэрозолей.

(а) (б)

Рис. 1. а-установка «Термодес»; б- установка «Дым»

Таблица

Показатели пожароопасности полимерных материалов

| Наименование продукции | Показатель ТПГ gCO, мг/г | Класс опасности материала по показателю ТПГ | Коэффициент дымообразования, Dm, $м^2 \cdot кг^{-1}$ | Дымообразующая способность материала | Кислородный индекс, % | Группа горючести материала |
|---|---|---|---|---|---|---|
| **Ленты конвейерные** | | | | | | |
| Лента конвейерная шахтная ЕР 315/3 | 63,2 | умеренно-опасный | 653,3 | высокая | 28,0 | горючий средней воспламеняемости |
| Конвейерная лента 2ШТС ТК-200-2-4,5-3,5- А (ТГ) | 77,9 | умеренно-опасный | 855,9 | высокая | 30,0 | трудногорючий |
| **Стеклопластик и базальтопластик** | | | | | | |
| Труба стеклопластиковая (стеклоэпоксидная) КППН | 56,5 | умеренно-опасный | 347,7 | умеренная | 30,00 | горючий средней воспламеняемости |
| Арматура композитная базальтопластиковая «РоБар» | 44,6 | умеренно-опасный | 575,7 | высокая | 43,5 | горючий трудновоспламеняемый |
| Анкер стеклопластиковый ФайРеП (FiReP) | 93,3 | умеренно-опасный | 920,3 | высокая | 38,0 | трудногорючий |

| Наименование продукции | Показатель ТПГ gCO, мг/г | Класс опасности материала по показателю ТПГ | Коэффициент дымообразования, Dm, $м^2 \cdot кг^{-1}$ | Дымообразующая способность материала | Кислородный индекс, % | Группа горючести материала |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Анкер стеклопластиковый для крепления горных выработок MGSL 20/2000F | 255,5 | высокоопасный | 265,4 | вменная | 28,0 | трудногорючий |
| **Сетки шахтные** | | | | | | |
| Сетка полимерная для крепления бортов и кровли горных выработок | 140,1 | высокоопасный | 559,0 | высокая | 28,2 | трудногорючие |
| Сетка полимерная шахтная СПШ | 298,6 | высокоопасный | 255,0 | умеренная | 31.2 | горючий средней воспламеняемости |
| **Резина и футеровки** | | | | | | |
| Форполимер уретановый СКУ-ПФЛ- | 212,0 | высокоопасный | 2072,0 | высокая | 30,0 | горючий трудновоспламеняемый |
| Ремень приводной SPC 4750, Lw к дробилке ДУ 910 | 163,7 | высокоопасный | 2256,0 | высокая | 23.0 | горючий средней воспламеняемости |
| Вентиляционная труба ТВГШ | 118,2 | умеренно-опасный | 1552,5 | высокая | 28,5 | трудногорючий |
| **Химические ампулы анкерного крепления и полимерные смолы** | | | | | | |
| Ампулы анкерного крепления с двухкомпонентным анкерным клеем типа ДАК | 57,4 | умеренно-опасный | 248,0 | умеренная | - | горючий трудновоспламеняемый |
| Ампула полимерная для химического крепления анкеров тип АДП | 49,6 | умеренно-опасный | 670,0 | высокая | 28,0 | горючий трудновоспламеняемый |
| Органоминеральная смола «Блоксил» | 45,9 | умеренно-опасный | 1208,0 | высокая | 33,4 | горючий средней воспламеняемости |
| Полиуретановая смола «Блокпур» | 42,4 | умеренно-опасный | 839,0 | высокая | 25,3 | горючий средней воспламеняемости |

| Наименование продукции | Показатель ТПГ gCO, мг/г | Класс опасности материала по показателю ТПГ | Коэффициент дымообразования, Dm, $м^2 \cdot кг^{-1}$ | Дымообразующая способность материала | Кислородный индекс, % | Группа горючести материала |
|---|---|---|---|---|---|---|
| **Герметики и средства для укрепления горной массы** | | | | | | |
| Смесь двухкомпонентная полимерцементная Текфлекс, | 73,0 | умеренно-опасный | 826,0 | высокая | - | горючий |
| Герметик двухкомпонентный «Мастерфлекс | 25,1 | малоопасный | 444,1 | умеренная | 35,0 | трудногорючий |
| Материал клеевой основы Cerabond | 214,4 | высокоопасный | 743,4 | высокая | 41,7 | трудногоючий |
| **Полиамидные гранулы и полиэтилен-** | | | | | | |
| Полимерные гранулы полиамида литьевого стеклонаполненного марки ПА-6-210/311 | 90,0 | умеренно-опасный | - | - | 32,0 | горючий трудновоспламеняемый |
| Полиэтилен ПЕ | 85,5 | умеренно-опасный | 1019,0 | высокая | 27,2 | горючий трудновоспламеняемый |
| **Смачиватели и антипирогены** | | | | | | |
| Смачиватель «Неолас» | 32,3 | малоопасный | - | - | - | - |
| Смачивающий антипирогенный состав «Эльфор АС» | 11,3 | малоопасный | - | - | - | - |
| Смачиватель «Эльфор М» | 23,4 | малоопасный | - | - | - | - |

К сожалению, в последнее время поток материалов на испытания резко сократился в связи с изменением российского законодательства. Сертификация полимерных материалов стала добровольной, технические регламенты на них не разработаны, и на их допуск в шахту не требуется разрешение Ростехнадзора. Фактически это означает, что в шахту может быть внесен любой материал, например, полимерные смолы, которые тоннами закачивают в горные выработки для возведения перемычек и укрепления горного массива. Качество и безопасность этих полимеров лежит только на совести производителя. Остро стоят проблемы контрафактной продукции.

В этой связи возникает необходимость организация эффективной системы контроля пожарной и токсической безопасности полимерных материалов и изделий, а также систематизации и устранения несоответствий в требованиях современных российских

документов в части контроля параметров пожарной и токсической безопасности полимерных веществ и материалов, предназначенных для использования на горных предприятиях.

Можно констатировать, что в новых редакциях нормативных документов требования безопасности по отношению к материалам и изделиям сокращаются. Так, в новых Правилах безопасности в угольных шахтах (2014 г.) [1] оставлен лишь один пункт П.485, который в основном соответствует п. 602 ПБ 05-618-03[2]: «Ленточное полотно, вентиляционные трубы, детали технических устройств, оболочки электрических кабелей и другие неметаллические изделия, применяемые в горных выработках и надшахтных зданиях, должны быть изготовлены из негорючих или трудногорючих материалов. Тогда как в ПБ 05-618-03 этому вопросу были посвящены 4 пункта (58, 582 е, 584 и 602), которые устанавливали допуск этой продукции в шахту.

Кроме того, некоторые методы испытаний, регламентированные ГОСТами и РД, в настоящее время морально устарели, требуют переработки. Например, метод экспериментальной токсикометрии (испытания с использованием лабораторных животных) для определения ТПГ, замена которого на расчетный метод давно назрела.

В статье 3 п. 2. ФЗ № 116 «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» [3] сказано «Требования промышленной безопасности должны соответствовать нормам в области защиты населения и территорий от чрезвычайных ситуаций, санитарно-эпидемиологического благополучия населения, охраны окружающей природной среды, экологической безопасности, пожарной безопасности, охраны труда, строительства, а также требованиям государственных стандартов».

Поэтому создание условий для эффективного и безопасного использования полимерных материалов на предприятиях ГДК приобретает особую актуальность. Для обеспечения пожарной и экологической безопасности их применения 0ОАО «НЦ ВостНИИ» разработана система контроля соответствия продукции, содержащей полимеры, требованиям безопасности: установлены процедуры испытаний, регистрации, подтверждения соответствия, приемки и ввода в эксплуатацию этой продукции на опасных производственных объектах, какими являются предприятия горнодобывающего комплекса. Сформированы предложения в законодательные органы и контролирующие органы (Госстандарт, Ростехнадзор и другие) по разработке новых и изменению действующих нормативных документов.

Целью системы является обеспечение пожарной и токсической безопасности выпускаемой полимерной продукции и информирование предприятий о номенклатуре материалов, с подтвержденными испытаниями безопасными свойствами. Основополагающим принципом, определяющим подход к безопасности - приоритет жизни и здоровья работника по отношению к результатам производственной деятельности. Система основана на взаимодействия законодательных, контролирующих, правоустанавливающих органов, предприятий – изготовителей и потребителей продукции.

В рамках этой системы особое значение имеет деятельность ассоциации предприятий – изготовителей и потребителей полимерной продукции. В ее функции входит инициирование добровольной сертификации продукции, предлагаемой предприятиями-изготовителями, проведение мониторинга качества продукции. Информация, поступающая из аккредитованных испытательных лабораторий (центров), будет донесена до потребителей и изготовителей продукции в виде «Бюллетеня соответствия требованиям безопасности материалов и изделий, применяемых на горных предприятиях», содержащего сведения о продукции, прошедшей испытания на соответствие требованиям пожарной и токсической безопасности и, выданных испытательными центрами, сертификатах безопасности. Издание такого Бюллетеня во многом решит проблему недоброкачественной и контрафактной продукции.

Таким образом, проблемы безопасного использования полимерной продукции могут быть решены путем обновления нормативной базы, создания системы добровольной сертификации и государственного надзора по оценке соответствия этой продукции

(надзора за рынком) требованиям безопасности. Система контроля четко определит порядок регистрации, идентификации, испытаний, подтверждения соответствия, приемки и ввода ее в эксплуатацию.

**Список литературы**

1. Приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 9 ноября 2013 г. N 550 "Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности "Правила безопасности в угольных шахтах"- Информационно-правовое обеспечение «Гарант», Эксперт-Гарант-Максимум. Версия от 19 мая 2014 г.- Загл. с экрана.
2. Постановление Госгортехнадзора РФ от 5 июня 2003 г. N 50 "Об утверждении "Правил безопасности в угольных шахтах" (с изменениями и дополнениями). Правила безопасности в угольных шахтах. - Информационно-правовое обеспечение «Гарант», Эксперт-Гарант-Максимум. Версия от 19 мая 2014г.- Загл. с экрана.
3. Федеральный закон от 22 июля 2008 г. N 123-ФЗ "Технический регламент о требованиях пожарной безопасности" (с изменениями и дополнениями). - Информационно-правовое обеспечение «Гарант», Эксперт-Гарант-Максимум. Версия от 19 мая 2014г.- Загл. с экрана.

УДК 504.06:[658.567.1:622]

# ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ

***Шорохова А.В.***
***ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк, Россия***

***Аннотация.*** Рассмотрены современные технологии переработки многокомпонентных отходов угольных предприятий в России и зарубежом.

***Ключевые слова:*** отходы, угольные предприятия, переработка, утилизация, обогащение

Переработка и утилизация различных видов отходов зависит от их ценности, от экологических и экономических условий. Многокомпонентные техногенные ресурсы, к которым относятся отходы угольной горнодобывающей и перерабатывающей промышленности, практически не перерабатываются. С каждым годом в России увеличиваются объемы добычи и, соответственно, отходов.

В мировой практике по переработке отходов угольного производства, применяются следующие способы [1]:

– производство кирпичей и строительных блоков. Во Франции на основе отходов угольного производства работает ряд заводов с суточной производительностью 350 т кирпича;

– производство пористых заполнителей бетона. В ряде европейских стран используются дробленые отходы угледобывающего и обогатительного производств в качестве добавок при получении промышленного бетона и цемента;

– использование в качестве топочного материала. Данный метод нашел наибольшее применение в КНР, но также применяется в Европе. Заключается в использовании отходов угледобычи с высокой зольностью, влажностью и низкой теплотой сгорания в качестве топлива или добавок к топливу на электростанциях. Такой метод управления отхода-

ми лишь в отдельных случаях оправдан экономически и почти никогда с экологической точки зрения;

– использование в качестве строительного материала. Практически во всех странах, обладающих собственной угольной промышленностью, отходы производства направляют на строительство дорог, промышленных площадок, насыпей и других объектов;

– производство органоминеральных удобрений. Интерес к такому использованию отходов вызван содержанием большого количества полезных компонентов, необходимых растениям;

– извлечение редкоземельных элементов.

За рубежом ведут работы по созданию полностью механизированной технологии проведения выработок, позволяющей оставлять пустую породу на месте ее получения. Наибольшее распространение такая технология получила в Великобритании. С учетом этого технология включает в себя три способа [1]:

– шахта→поверхность: вся порода или ее часть выдается на поверхность и складируется в отвалах;

– шахта→поверхность→шахта: вся порода или ее часть в смеси с углем выдается на поверхность, а после обогащения рядового угля полученные отходы спускаются в шахту и размещаются в выработанном пространстве в качестве закладочного материала;

– шахта→шахта: вся порода оставляется в подземных выработках.

Первые два способа применяются в мировой практике, в том числе и в России. Третий в опытном порядке испытывался в Германии, но из-за сложности и пока высокой стоимости работ себя не оправдал [1].

На закрываемых шахтах возможна технологическая схема размещения породы, строительного мусора, шлаков и золы в пространство околоствольных дворов и вертикальных стволов. Размещение отходов в выработанном пространстве решает задачу освобождения поверхности [2]. Полупромышленные испытания по сухому способу производства с использованием вскрышной породы Экибастузского угольного бассейна в составе сырьевой смеси показали пригодность и эффективность применения углеотходов. Также современные технологии переработки отходов («искусственный камень», «гибкий камень») позволяют получить из породы декоративные материалы.

Одной из важнейших проблем в настоящее время является необходимость эффективного обогащения угольных шламов, прежде всего коксующихся углей. До сравнительно недавнего времени (80-е – 90-е годы XX века) угольные шламы крупностью - 0,5 мм обогащались флотацией. Совершенствование оборудования и технологий для гравитационных методов обогащения углей обусловило снижение верхнего предела крупности шламов, обогащаемых флотацией до - 0,2 (0,3) мм. В настоящее время зернистые шламы 0,2–1,0 мм обогащаются преимущественно в винтовых (спиральных) сепараторах, тяжёлосредных гидроциклонах, шламовых отсадочных машинах, гидросайзерах и т.д.

За рубежом в отличие от России получило развитие промышленное использование тонких, т. е. пылевидных и шламовых фракций угля, в том числе с применением гравитационного обогащения на винтовых сепараторах. Большинство технологий переработки угольных шламов позволяют достаточно эффективно и просто переработать угольные шламы с низкими затратами. Содержание органической части в хвостах достигает 10 %.

В России применяются несколько способов переработки угольного шлама:

1. Практика центробежного обогащения угольного шлама показывает, что разделение ультратонкого угля крупностью менее 0,1 мм возможно в центробежных полях высокой интенсивности порядка 20-300g, позволяющих повысить контрастность в скоростях падения конкурирующих минералов на несколько порядков.

2. Применение сепараторов с качающейся постелью позволяет обогащать шлам крупностью менее 2 мм. В США и Австралии данные сепараторы применяются в основном как альтернатива спиральным. Например, технологическая схема обогатительной

фабрики «Bayswater» (Австралия) включает сепаратор с качающейся постелью для перечистки концентрата 0,35-1,2 мм. Сепаратор позволяет снизить зольность с 17,7 % до 10 %.

3. Переработка угольных шламов в товарные продукты нетрадиционным физико-химическим воздействием более эффективна традиционных технологий, но имеет свои недостатки: использование без обогащения угольных шламов с зольностью свыше 30 % для производства водношламового топлива нерентабельно.

4. При обогащении угольного сырья может применяться рентгенорадиометрическая сепарация, полностью автоматизированная и внедренная в производство, которая позволяет отделять топливный уголь от вмещающих пород.

5. Брикетирование дисперсных угольных частиц позволит при их сжигании в слоевой топке увеличить коэффициент полезного использования химической энергии угля на 30 – 40 %. Наиболее широко распространены сегодня две технологии брикетирования мелких каменных углей, которые отличны главным образом типом связующего вещества.

6. Результаты многочисленных исследований водоугольных суспензий показывают целесообразность их применения. Эколого-экономические преимущества водоугольного топлива (ВУТ) создают более предпочтительные условия для его использования в тех случаях, где масштабы потребности в инвестициях менее значительные.

Таким образом, современные технологии по переработке техногенных ресурсов угольных предприятий позволяют создать разнообразную продукцию из отходов, но темпы их внедрения оказываются незначительными.

## Список литературы

1. Астахов А.С. Экологическая безопасность и эффективность природопользования. – 2-е изд., стер. – М.: издательство «Горная книга», Издательство Московского государственного горного университета, 2009. – 323 с.: ил.

2. Агафонов В.В. Технология использования пространства горных выработок и очистных забоев для размещения отходов производства [Текст] / В.В. Агафонов, А.Н. Иванов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 1. С. 166–170.

# СОДЕРЖАНИЕ

**ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТАЯ И ПОДЗЕМНАЯ ..... 4**

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ МЕХАНИЗИРОВАННЫМИ КОМПЛЕКСАМИ ..... 6
[1]чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., [2]Ройтер Мартин, [2]Кисслинг Ульф, [1]Вессель А.О.
1 - Института угля СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - marco Systemanalyse und Entwicklung GmbH, Даxay, Германия
ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОВЕДЕНИЯ И СПОСОБОВ КРЕПЛЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В НЕУСТОЙЧИВЫХ ГОРНЫХ ПОРОДАХ ..... 12
[1]д.т.н. Еременко В.А., [2]Лушников В.Н., [2]Сэнди М.П., [3]Мильшин Е.А., [3]Кшановский В.С.
1 - Институт проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва, Россия
2 - Компания «Australian Mining Consultants Pty Ltd» (AMC), г. Перт, Австралия
3 - Холбинский рудник ОАО «Бурятзолото», г. Улан-Удэ, Россия
К ОПРЕДЕЛЕНИЮ ДОПУСКАЕМОЙ ДЛИНЫ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ ШАХТЫ ПО ГАЗОВОМУ ФАКТОРУ С УЧЕТОМ НЕРАВНОМЕРНОСТИ ДВИЖЕНИЯ ВОЗДУШНОГО ПОТОКА В ЛАВЕ ..... 23
[1]д.т.н. Ордин А.А., [2]Коленчук С.А.
1 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
2 - ЗАО «Гипроуголь», г. Новосибирск, Россия
ИННОВАЦИТОННЫЕ АСПЕКТЫ БЕЗЛЮДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ КУЗБАССА ..... 30
д.т.н. Федорин В.А., к.т.н. Шахматов В.Я., Михайлов А.Ю.
Институт угля СО РАН, г. Кемерово, Россия
ВНЕДРЕНИЕ И РАЗВИТИЕ СОВРЕМЕННОЙ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ УГЛЯ БЕЗ ПРИСУТСТВИЯ ЛЮДЕЙ В ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТКАХ ДЛЯ УСЛОВИЙ ТЕРСИНСКОГО ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО РАЙОНА ..... 36
д.т.н. Федорин В.А., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л.
Институт угля СО РАН, г. Кемерово, Россия
ОЦЕНКА ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ПРИКОНТУРНОГО МАССИВА ПРИ ВВОДЕ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА В ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ПРОЙДЕННУЮ ДЕМОНТАЖНУЮ КАМЕРУ ..... 40
Филимонов М.С., чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., к.т.н. Гречишкин П.В.
Институт угля СО РАН, г. Кемерово, Россия
ПРИМЕНЕНИЕ ВИБРОДИАГНОСТИКИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ЭКСПЕРТИЗЫ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ШАГАЮЩИХ ЭКСКАВАТОРОВ ..... 43
д.т.н. Герике Б.Л., к.т.н. Герике П.Б.
Институт угля СО РАН, г. Кемерово, Россия
ОЦЕНКА ОСТАТОЧНОГО РЕСУРСА ВЕНТИЛЯТОРОВ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ ..... 48
д.т.н. Герике Б.Л., к.т.н. Герике П.Б.
Институт угля СО РАН, г. Кемерово, Россия
ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДЕГАЗАЦИИ ГИДРОВОЗДЕЙСТВИЕМ НА УГЛЕВМЕЩАЮЩИЙ МАССИВ ..... 51
Торгунаков Д. В.
Институт угля СО РАН, г. Кемерово, Россия
ПОДГОТОВКА МЕРЗЛЫХ ГРУНТОВ К ВЫЕМКЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН ..... 54
[1]д.т.н. Буткин В.Д., [1]д.т.н. Морин А.С., [2]д.т.н. Зеньков И.В.
1 - ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Россия

2 - Специальное конструкторско-технологическое бюро «Наука» КНЦ СО РАН,
г. Красноярск, Россия
ПРОГРАММНЫЙ КОМПЛЕКС ДЛЯ РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ РАЗРЕЗОВ.....58
Волегова Т.А.
Сибирский филиал ОАО «ВНИМИ», г. Прокопьевск, Россия
ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК РУДНИКОВ ОАО «ЕВРАЗРУДА» ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПРОМЫШЛЕННОЙ И РАДИАЦИОННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ .....65
д.т.н. Цинкер Л.М., к.т.н. Смирнов С.М., к. г-м. н. Веселов А.И., Шилов Д.А.
Восточный научно-исследовательский горнорудный институт,
г. Новокузнецк, Россия
К МЕТОДИКЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРЕДЕЛЬНО-ДОПУСКАЕМЫХ УКЛОНОВ КАРЬЕРНЫХ ДОРОГ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ КАРЬЕРНОГО АВТОТРАНСПОРТА НА РАЗРЕЗАХ КУЗБАССА.....71
д.т.н. Паначев И.А., Кузнецов И.В.
ФГБОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет
им. Т.Ф. Горбачева», г. Кемерово, Россия
ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ДОЛЕВОГО УЧАСТИЯ ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ ДЕЙСТВУЮЩИМИ РАЗРЕЗАМИ НАКЛОННЫХ И КРУТОПАДАЮЩИХ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....76
к.т.н. Селюков А.В.
ФГБОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет
им. Т.Ф. Горбачева», г. Кемерово, Россия
ТЕХНОЛОГИЯ «РЕОМАКС ЕТД» ДЛЯ СКЛАДИРОВАНИЯ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ .....81
Фролов В.С., д.т.н. Ульрих Е.В., Фролов Д.В.
ФГБОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет
им. Т.Ф. Горбачева», г. Кемерово, Россия
ЗАКОНОМЕРНОСТИ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ НЕУСТОЙЧИВЫХ ПОРОД КРОВЛИ И МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ.....84
Гордеев С.Н., д.т.н. Мышляев Л.П., д.т.н. Павлова Л.Д., д.т.н. Фрянов В.Н.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ НАБРЫЗГБЕТОНИРОВАНИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ И КАЧЕСТВА КРЕПЛЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК .....91
[1]к.т.н. Венгловский В.Г., [1]к.т.н. Волченко Г.Н., [2]д.т.н. Фрянов В.Н., [3]к.т.н. Приб В.В., [2]к.т.н. Волченко Н.Г.
1 - Сибирская инжиниринговая компания ООО «СИБКОМ», г. Новокузнецк, Россия
2 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
3 - Горно-Шорский филиал ОАО «Евразруда», п. Шерегеш, Россия
ТЕХНОЛОГИЯ КРУПНОМАСШТАБНОЙ ВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКИ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВЕРТИКАЛЬНЫХ КОНЦЕНТРИРОВАННЫХ ЗАРЯДОВ .....96
к.т.н. Машуков И.В.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД МЕТОДОМ СОСРЕДОТОЧЕННОЙ НАГРУЗКИ НА ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ.....102

[1]к.т.н. Машуков И.В., [2]Раац Виктор, [1]Залесская О.В., [1]Малофеев Д.В., [1]Матвеев А.В., [1]Кравченко А.Е.
1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
2 - ТиссенКрупп Фёрдертехник, г. Эссен, Германия
ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА ЗДАНИЯ И СООРУЖЕНИЯ ПРИЛЕГАЮЩИХ ТЕРРИТОРИЙ ..... 105
[1]к.т.н. Машуков И.В., [2]к.т.н. Доманов В.П., [1]Серг А.Г., [1]Егоров Д.А.
1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
2 - ОАО «НЦ «ВостНИИ» г. Кемерово, Россия
ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЯВЛЕНИЙ СОВМЕСТНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ГРАВИТАЦИОННЫХ И ГЕОТЕКТОНИЧЕСКИХ СИЛ ..... 111
к.т.н. А.Б. Цветков, д.т.н. Павлова Л.Д.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫЕМОЧНЫХ СТОЛБОВ И КРОВЛИ ОЧИСТНЫХ ЗАХОДОК ПРИ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ .... 114
к.т.н. Корнев Е.С., д.т.н. Павлова Л.Д., д.т.н. Фрянов В.Н.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ УБЫВАЮЩЕГО УГОЛЬНОГО ЦЕЛИКА НА ПУЧЕНИЕ ПОРОД ПОЧВЫ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ ..... 119
Хомякова А.А., к.т.н. Никитина А.М., Риб С.В., Борзых Д.М.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ НЕОДНОРОДНЫХ УГОЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ МЕТОДОМ КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ..... 124
Риб С.В., Басов В.В., к.т.н. Никитина А.М., Борзых Д.М.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ПРОГНОЗА ПАРАМЕТРОВ ГАЗОВОГО КОЛЛЕКТОРА В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ..... 130
Поздеев И.А.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
НОВЫЕ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ..... 135
к.т.н. Черных Н. Г.
ОАО «Гидроуглестрой», г. Новокузнецк, Россия

**ЭКОНОМИКА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ ..... 144**

ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ОТКАЗА ОТ ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ ПО ВОЗВРАТУ В СЕЛЬСКОХОЗЯЙСТВЕННЫЙ ОБОРОТ РАНЕЕ РЕКУЛЬТИВИРОВАННЫХ ПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ ..... 146
д.т.н. Зеньков И.В.
Специальное конструкторско-технологическое бюро «Наука» КНЦ СО РАН, г. Красноярск, Россия

ПРОГНОЗНАЯ ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ ПО РЕКУЛЬТИВАЦИИ ПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ ..... 148
д.т.н. Зеньков И.В.
Специальное конструкторско-технологическое бюро «Наука» КНЦ СО РАН, г. Красноярск, Россия
СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ РАЗВИТИЕ И ТРУДОВЫЕ РЕСУРСЫ ТЕРСИНСКОГО ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО РАЙОНА..... 150
Михайлов А.Ю., Варфоломеев Е.Л.
Институт угля СО РАН, г. Кемерово, Россия
АЛГОРИТМ МНОГОУРОВНЕВОЙ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ УПРАВЛЕНИЯ УГЛЕДОБЫВАЮЩИМИ ПРЕДПРИЯТИЯМИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МОДЕЛИ «ЗАТРАТЫ-ВЫРУЧКА-ПРИБЫЛЬ»..... 155
к.т.н., Нифонтов А.И., к.э.н. Черникова О.П.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ТРУДА КАК ИНСТРУМЕНТ СТИМУЛИРОВАНИЯ ЭКОНОМИКИ И ПОВЫШЕНИЯ НАЦИОНАЛЬНОЙ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ ..... 162
к.э.н. Черникова О.П., Стрекалов С.В.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТЬЮ ТРУДА КАК ФАКТОР ПОВЫШЕНИЯ ЕГО ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ..... 169
к.э.н., доцент Черникова О.П., Гостинцев З.А.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» , г. Новокузнецк, Россия
ГЛОБАЛИЗАЦИЯ КАК ФАКТОР ПРИВЛЕЧЕНИЯ ИНВЕСТИЦИОННОГО КАПИТАЛА В УГОЛЬНУЮ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ КУЗБАССА ..... 174
к.т.н. Дубовик Ю.В.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ БУДУЩЕЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ЗЕМЕЛЬ ПОСЛЕ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ УГЛЯ НА РАЗРЕЗЕ «СТЕПАНОВСКИЙ» ..... 177
Златицкая Ю.А.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
ЭКСПЕРТНАЯ ОЦЕНКА КАК МЕТОД ОБОСНОВАНИЯ МЕХАНИЗМА ФИНАНСОВЫХ ГАРАНТИЙ ПРОВЕДЕНИЯ РАБОТ ПО РЕКУЛЬТИВАЦИИ ..... 181
Франк Е. Я.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия

**ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЕ, ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ, АВТОМАТИЗИРОВАННЫЕ И ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ СИСТЕМЫ..... 186**

ОБЗОР РЫНКА ЧАСТОТНО-РЕГУЛИРУЕМЫХ ЭЛЕКТРОПРИВОДОВ СО ЗВЕНОМ РЕКУПЕРАЦИИ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ В ПИТАЮЩУЮ СЕТЬ..... 188
[1]д.т.н. Пугачев Е.В., [1]Нусратов П.Р.,[2] Иванов В.С.
1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
2 - ООО «ИНДАС ХОЛДИНГ», г. Новокузнецк, Россия

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ И СИСТЕМ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ. ПРОБЛЕМЫ И ПУТИ ИХ РЕШЕНИЯ..... 193
д.т.н., Пугачев Е.В., к.т.н., доцент Тимофеев А.С., Зарипов Ш.С.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
ИССЛЕДОВАНИЯ СОВМЕСТНОГО ПОДОБИЯ ОБЪЕКТОВ УПРАВЛЕНИЯ И ВНЕШНИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ..... 196
[1]д.т.н. Евтушенко В.Ф., [2]к.э.н. К.А. Ивушкин, [1]д.т.н. Мышляев Л.П.,
[1]Макаров Г.В., [1]Буркова Е.В.
1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
2 – ООО Объединенная компания «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия
СИСТЕМА КООРДИНАТНО-ПАРАМЕТРИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ ОБЪЕКТОМ С РЕЦИКЛОМ..... 202
[1]к.э.н. Ивушкин К.А., [2]Циряпкина А.В., [2]к.т.н. Киселев С.Ф.,
[1]д.т.н. Ивушкин А.А., [2]д.т.н. Мышляев Л.П., [3]к.т.н. Венгер К.Г., [2]А.А. Линков
1 – Объединенная компания «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия
2 – ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
3 – ЗАО «Стройсервис», г. Кемерово, Россия
О МОДЕЛИРОВАНИИ ВАРИАНТОВ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ НА ПРИМЕРЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК ..... 211
[1]к. т. н. Ляховец М.В., [2]Чичиндаев М.Г., [1]Барагичев К.Е., [1]к. т. н. Грачев В.В.
1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
2 - ЗАО «НИПИ Кузбасспроект», г. Кемерово, Россия
ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ И БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНОШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПОСРЕДСТВОМ ИННОВАЦИОННЫХ ОПЫТНО-КОНСТРУКТОРСКИХ РЕШЕНИЙ В ГОРНОМ МАШИНОСТРОЕНИИ ..... 215
[1]д.э.н. Петров И.В., [1]к.т.н. Федаш А. В., [2]MSc Eng Josef Duda
1 - Московский государственный горный университет, г. Москва, Россия
2 - Capital group Patentus Pszczyna, Польша
ВЛИЯНИЕ СТЕПЕНИ ПРЕВЫШЕНИЯ ПЛОТНОСТИ ТОКА КАТОДНОЙ ЗАЩИТЫ НАД ПЛОТНОСТЬЮ ПРЕДЕЛЬНОГО ТОКА ПО КИСЛОРОДУ И МЕХАНИЧЕСКИХ НАПРЯЖЕНИЙ НА ЭЛЕКТРОЛИТИЧЕСКОЕ НАВОДОРОЖИВАНИЕ СТАЛИ 17ГС ..... 217
Хижняков В.И., Жилин А.В., Сабулов В.А.
Национальный исследовательский Томский политехнический университет,
г. Томск, Россия
МЕТОДИКА ОЦЕНКИ РЕЗУЛЬТАТИВНОСТИ И ЭКОНОМИЧЕСКИЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ОХРАНОЙ ТРУДА И ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТЬЮ НА ОПАСНЫХ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ОБЪЕКТАХ ЭЛЕКТРОЭНЕРГЕТИКИ НА ПРИМЕРЕ ОАО «ЮЖНО-КУЗБАССКАЯ ГРЭС»..... 219
[1]Поздняков А.Н., [2]д.т.н. Шевченко Л.А., [1]к.б.н. Семина И.С., [1]к.х.н., Лежава С.А.
1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский Государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
2 - ФГБОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет»,
г. Кемерово, Россия
РАСЧЕТ ДИНАМИЧЕСКИХ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ГЕРМЕТИЧНЫХ АККУМУЛЯТОРОВ В РЕЖИМЕ ЗАРЯДА ..... 226
Бич Т.А.

ФБГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
РЕГИСТРИРУЮЩЕ-ДИАГНОСТИЧЕСКОЕ УСТРОЙСТВО ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ ..... 233
д.т.н. В.Ю. Островлянчик, И.Ю. Поползин, А.В. Дужая
ФГБОУ ВПО « Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
СИСТЕМА ЛОГИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ ШАХТНОЙ ПОДЪЁМНОЙ УСТАНОВКОЙ ..... 240
д.т.н. Островлянчик В.Ю., Кубарев В.А., Ермаков И.А., Дужая А.В.
ФГБОУ ВПО « Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
УНИФИЦИРОВАННАЯ ЦИФРОВАЯ СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА ..... 246
д.т.н. Островлянчик В.Ю., Модзелевский Д.Е.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» ,
г. Новокузнецк, Россия
АНАЛИЗ СИСТЕМ ТЕХНИЧЕСКОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ И РЕМОНТА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ РОССИИ ..... 252
[1]к.т.н. Волченко Н.Г., [2]к.т.н. Волченко Г.Н., [3]к.т.н. Волченко Д.К.
1 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
2 - Сибирская инжиниринговая компания ООО «СИБКОМ», г. Новокузнецк, Россия
3 - ООО «LIEBHERR– Russland», г. Новокузнецк, Россия
ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГЕОИНФОРМАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ В НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ..... 257
Шестаков А.О.
Сибирский филиал ОАО «ВНИМИ», г. Прокопьевск, Россия.
УПРАВЛЯЕМОЕ ДОЗИРОВАНИЕ В СОСТАВЕ СМЕСЕПРИГОТОВИТЕЛЬНОГО АГРЕГАТА НА ОСНОВЕ МЕТОДА ПРОСТРАНСТВА СОСТОЯНИЙ ..... 264
Симикова А.А., к.т.н. Федосенков Д.Б., Токарев С.В., д.т.н. Федосенков Б.А.
КемТИПП, г. Кемерово, Россия
АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ УПРАВЛЕНИЕ СМЕСЕПРИГОТОВИТЕЛЬНЫМИ ПРОЦЕССАМИ В ВЕЙВЛЕТ-СРЕДЕ ..... 269
Исхаков Р.Р., к.т.н. Федосенков Д.Б.; Симикова А.А; д.т.н. Федосенков Б.А.
КемТИПП, г. Кемерово, Россия
ПРИНЦИПИАЛЬНАЯ СХЕМА АВТОМАТИЗАЦИИ РАБОТЫ ЩЕКОВОЙ ДРОБИЛЬНОЙ МАШИНЫ ..... 271
Тагильцев-Галета К. В.
ФБГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия

**ПРОМЫШЛЕННАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ УГЛЕДОБЫЧИ .. 274**

ВИДЫ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ В ШАХТАХ И ИХ КЛАССИФИКАЦИЯ ..... 276
д.т.н. Зыков В.С., к.т.н. Абрамов И. Л.
Институт угля СО РАН, Кемерово, Россия
МЕТОДЫ И СРЕДСТВА ПРОГНОЗА ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ ..... 284
д.т.н. Зыков В.С., к.т.н. Абрамов И. Л.
Институт угля СО РАН, Кемерово, Россия

ПРОЕКТИРОВАНИЕ УЗЛОВ ШАХТНЫХ ОСЕВЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ ..... 287
к.т.н. Русский Е. Ю.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
ПРОГНОЗ ВЫБРОСООПАСНОСТИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ПО УГОЛЬНЫМ ПЛАСТАМ ..... 292
Лихоузов А.А.
Институт угля СО РАН, г. Кемерово, Россия
ГЕОДИНАМИЧЕСКОЕ ЗОНИРОВАНИЕ УЧАСТКОВ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ..... 297
Непомнищев И. Л.
Институт угля СО РАН, г. Кемерово, Россия
РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ МОЛОДЫХ РАСТИТЕЛЬНЫХ ЭКОСИСТЕМ В ОТРАБОТАННЫХ ЩЕБЕНОЧНЫХ КАРЬЕРАХ ..... 299
д.т.н. Зеньков И.В., Барадулин И.М.
Специальное конструкторско-технологическое бюро «Наука» КНЦ СО РАН, г. Красноярск, Россия
ЭКОЛОГИЧЕСКИ ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РЕКУЛЬТИВАЦИИ НЕРАБОЧИХ БОРТОВ В ОТРАБОТАННЫХ ЩЕБЕНОЧНЫХ КАРЬЕРАХ ..... 303
д.т.н. Зеньков И.В., Барадулин И.М.
Специальное конструкторско-технологическое бюро «Наука» КНЦ СО РАН, г. Красноярск, Россия
ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ РАСТИТЕЛЬНЫХ ЭКОСИСТЕМ НА ПОРОДНЫХ ОТВАЛАХ РАЗРЕЗА «НАЗАРОВСКИЙ» С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СРЕДСТВ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ ..... 309
[1]д.т.н. Зеньков И.В., [1]к.т.н Нефедов Б.Н., [2]к.т.н. Юронен Ю.П.
1 - Специальное конструкторско-технологическое бюро «Наука» КНЦ СО РАН, г. Красноярск, Россия
2 – ФГОУ ВПО «Сибирский государственный аэрокосмический университет им. академика М.Ф. Решетнева», г. Красноярск, Россия
РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ СЖИГАНИЯ ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ТЕПЛОВОЙ ЭНЕРГИИ ..... 312
к.т.н. Багрянцев В.И., Бровченко С.А., Рыбушкин А.А., д.т.н. Темлянцев М.В., Казимиров С.А.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЯВЛЕНИЯ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОЙ ЭМАНАЦИИ ИНДИКАТОРНЫХ ГАЗОВ ПРИ ПРОГНОЗИРОВАНИИ САМОВОЗГОРАНИЯ УГЛЯ ..... 316
д.т.н. Домрачев А.Н., к.т.н. Криволапов В.Г., д.т.н. Палеев Д.Ю., Липатин В.И.
Новокузнецкий филиал ФГБУ Всероссийский научно-исследовательский институт противопожарной обороны МЧС России, г. Новокузнецк, Россия
ИНФОРМАЦИОННО-СПРАВОЧНАЯ СИСТЕМА НОРМАТИВНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ, МЕТОДИЧЕСКОЙ И УЧЕБНОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ ДЛЯ ГОРНОСПАСАТЕЛЕЙ ..... 321
к.т.н. Говорухин Ю.М., Липатин В.И.
Новокузнецкий филиал ФГБУ Всероссийский научно-исследовательский институт противопожарной обороны МЧС России, г. Новокузнецк, Россия
КЛАССИФИКАЦИЯ ТРУДНОИЗВЛЕКАЕМЫХ НЕФТЕЙ И АНАЛИЗ ОСОБЕННОСТЕЙ ИХ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ..... 326
к.г.-м.н. И.Г. Ященко, д.ф.-м.н. Ю.М. Полищук
Институт химии нефти СО РАН, г. Томск, Россия
ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ВЗРЫВОВ МЕТАНА НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ – ПРОБЛЕМА ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ..... 334

[1]Грицюк Я.М., [2]Плетенчук Н.С.
1 - ООО «Аэрокосмическая партия», г. Новокузнецк, Россия
2 - ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
АДАПТАЦИЯ СОБЫТИЙНЫХ ОБЪЕКТОВ В СВЯЗИ С КОНКУРЕНЦИЕЙ
УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ КОМПАНИЙ ..... 341
к.г.-м.н. Гумиров Ш.В.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
УЧАСТИЕ ИМПУЛЬСА АТОМА В БИОХИМИИ, УГЛЕФИКАЦИИ,
МИНЕРАГЕНЕЗЕ ..... 346
к.г.-м.н. Гумиров Ш.В.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
ПРОГНОЗ НАРУШЕНИЙ И ПАРАМЕТРОВ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА
НА ОСНОВЕ ТЕОРИИ АДАПТАЦИИ ОБЪЕКТОВ НЕЖИВОЙ ПРИРОДЫ ..... 356
к.г.-м.н. Гумиров Ш.В.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
ОСОБЕННОСТИ ВЕДЕНИЯ И ВОССТАНОВЛЕНИЯ ПАСПОРТА И ФОРМУЛЯРА
ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ..... 361
д.т.н. Журавлев Р.П.
ЗАО «НИИЦ КузНИУИ», г. Кемерово, Россия
РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГЕОРЕСУРСОВ С ЦЕЛЬЮ
ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕКУЛЬТИВАЦИИ
НА РАЗРЕЗАХ КУЗБАССА ..... 364
[1]д.б.н. Андроханов В.А., [2]к.б.н. Семина И.С.
1 - Институт почвоведения и агрохимии СО РАН, г. Новосибирск, Россия
2 - ФГБОУ ВПО « Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОГНОЗА УДАРООПАСНОГО
СОСТОЯНИЯ МАССИВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ АППАРАТУРНОГО
КОМПЛЕКСА «ANGEL-M» В УСЛОВИЯХ ТАШТАГОЛЬСКОГО И
ШЕРЕГЕШЕВСКОГО РУДНИКОВ ..... 369
[1]Панин С.Ф., [2]Мулев С.Н., [3]Штирц В.А.
1 - Кемеровское Представительство ВНИМИ, г. Кемерово, Россия
2 - ВНИМИ, г. Санкт-Петербург, Россия
3 - Таштагольский филиал, ОАО Евразруда, г. Таштагол, Россия
БЕЗОПАСНОСТЬ УГЛЕДОБЫЧИ В РАМКАХ ПОВЫШЕНИЯ
ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ОСЕВЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ
ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТ ..... 376
Панова Н.В.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
ПРЕДПОЛАГАЕМАЯ РЕАКЦИЯ ГАЗОСОДЕРЖАЩЕГО ПЛАСТА
НА ИЗМЕНЕНИЕ РАЗРЯЖЕНИЯ ВО ВСАСЫВАЮЩЕМ ТРУБОПРОВОДЕ
ДЕГАЗАЦИОННОЙ УСТАНОВКИ ..... 380
Дурнин М.К.
г. Новокузнецк, Россия
СРЕДСТВА ОГНЕЗАЩИТЫ И ПОЖАРНОЙ БЕЗОПАСНОСТИ
СТРАТЕГИЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ КОРПОРАТИВНОЙ БЕЗОПАСНОСТИ
НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ОАО «ТОМСКНЕФТЬ» ВНК ..... 389
[1]д.т.н. Лукьянов В.Г., [2]Провоторов А.А.

1 – Национальный исследовательский Томский политехнический университет,
г. Томск, Росссия
2 - ОАО «Томскнефть ВНК», г. Томск, Росссия
АЛГОРИТМЫ СПОСОБОВ ТЕКУЩЕГО ПРОГНОЗА ВЫБРОСООПАСНОСТИ
УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ..... 391
д.т.н. А.В. Шадрин, Ю.А. Бирева
ФГБОУ ВПО «Кемеровский государственный университет»,
г. Кемерово, Россия
ПРОБЛЕМЫ БЕЗОПАСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОЛИМЕРНЫХ
МАТЕРИАЛОВ ..... 395
к.т.н., Уварова В.А.
ОАО «Научный центр ВостНИИ по безопасности работ в горной промышленности»,
г. Кемерово, Россия
ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ
ОТХОДОВ ..... 401
Шорохова А.В.
ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк, Россия

Научное издание

# НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ

Сборник научных статей

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Компьютерная верстка Л.Д. Павловой

Подписано в печать 27.05.2014г. Формат бумаги 60х84 1/16. Бумага писчая.
Печать офсетная. Усл.печ.л. 24,41 Уч.-изд. л. 25,9 Тираж 1000 экз. Заказ 402

Сибирский государственный индустриальный университет
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42. Издательский центр СибГИУ

СУЭК

СИБИРСКАЯ УГОЛЬНАЯ
ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ КОМПАНИЯ

SUEK

SIBERIAN COAL
AND ENERGY COMPANY

9 772311 834148