Министерство образования и науки Российской Федерации

Государственное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Сибирский государственный индустриальный университет»

ЗАО «Кузбасская ярмарка»

**Международная научно-практическая конференция**

# НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ

**Сборник научных статей**

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Новокузнецк
2011

УДК 622.2
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, 2011 – 375 с.

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: технология и техника горного производства, экономика горнодобывающих регионов, электротехнические, энергосберегающие и геоинформационные системы, безопасность технологии добычи угля и шахтного метана, применения углепродуктов и техногенных отходов. 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)

© Сибирский государственный
индустриальный университет, 2011

# ПЛЕНАРНОЕ ЗАСЕДАНИЕ

УДК 622.28

# ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

***[1]Клишин В.И., [2]Кокоулин Д.И., [2]Клишин С.В.***
***1 - Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово***
***2 - Институт горного дела СО РАН***
***г. Новосибирск***

**Технология отработки мощных угольных пластов**

В Кузнецком угольном бассейне балансовые запасы угля в мощных пологих и наклонных пластах составляют 47,8 млрд. т., т.е. 44% от всех балансовых запасов. В мировой практике известны направления развития технологий разработки мощных угольных пластов пологого залегания: послойная выемка; выемка пласта на всю мощность с одним подсечным слоем и выпуском угля из подкровельной толщи; выемка пласта на всю мощность с предварительной отработкой монтажного слоя и выпуском угля из межслоевой толщи в подсечной слой [1-5].

Слоевая технология отработки мощных пластов, в данных условиях, приводит к большим потерям угля и, как следствие, опасности возникновения эндогенных пожаров. Поэтому наиболее предпочтительными технологиями отработки мощных пластов являются их выемка на всю мощность с выпуском угля из подкровельной или межслоевой толщи в подсечной слой.

Известны два варианта технологии отработки пластов с использованием средств механизации с выпуском подкровельной (межслоевой) толщи угля: **на забойный скребковый конвейер** (рисунок 1) отрабатываемого слоя, применённый в комплексах КТУ, КНКМ (Россия), VHP-731 (Венгрия) и др. и на **дополнительный завальный скребковый конвейер** (рисунок 2), расположенный в завальной части лавы, например, комплексы ОКПВ-70, КМ81В (Россия), ZFS (Китай) и другие. Особенности *первой технологии* заключаются в расположении выпускного отверстия вблизи от забоя, что позволяет иметь небольшой размер секции крепи по длине, но не обеспечивает необходимой подготовки угля выпускаемой толщи к самообрушению из-за малого расстояния от верхняка до люка. Поэтому даже при слабом угле возникает необходимость в его дополнительном разрыхлении. В дополнение к данному недостатку, выпуск угля сопровождается значительным пылеобразованием и повышает опасность работ. *Во второй технологии*, при выпуске угля на завальный конвейер создаются благоприятные условия деформирования и разрушения подкровельной толщи. Однако это требует значительного увеличения размеров секции крепи, введения дополнительного завального конвейера. Таким образом, происходит усложнение конструкции крепи и возникает необходимость наличия перегрузочного устройства на сопряжении лавы с конвейерным штреком, что создает дополнительные трудности при его обслуживании.

Рисунок 1 - Комплекс с выпуском угля в верхней части ограждения на забойный конвейер

Рисунок 2 - Комплекс с выпуском угля у почвы пласта на завальный конвейер

Обе рассмотренные технологические схемы наряду с достоинствами свойственными технологии отработки с выпуском угля обладают кроме частных общим недостатком. При выпуске самообрушающегося угля под действием собственного веса через выпускные окна, невозможно осуществить регулируемый и дозированный выпуск угля на забойный или завальный конвейеры, обеспечив тем самым его площадной выпуск.

Расширить функции и области применения крепей можно введением в секцию крепи плунжерного питателя, предназначенный для одновременного выпуска и управляемой погрузки крупнокускового угля из подкровельной толщи на забойный конвейер по всей длине лавы одновременно из всех секций. В этом случае контактная граница «уголь — порода» опускается одновременно и достигается площадной управляемый выпуск.

Предложена конструкция механизированной крепи с устройством регулируемого выпуска угля на забойный конвейер (рисунок 3), Крепь разработана с учетом геомеханических процессов, происходящих в угольном пласте и породах кровли, содержит достоинства известных вариантов и исключает их недостатки. Поэтому она открывает новый взгляд на направление развития наукоемких технологий сплошной разработки мощных угольных пластов.

Рисунок 3 - Общий вид механизированной крепи с регулируемым выпуском угля на забойный скребковый конвейер

**Технология отработки мощных крутых угольных пластов**

Наиболее трудная ситуация складывается при разработке мощных крутых угольных пластов Прокопьевско-Киселевского района. Применение высокопроизводительных комплексов для разработки мощных крутопадающих пластов угля в Прокопьевско-Киселевском районе исторически сдерживалось сложностью залегания и нарушенностью угольных пла-

стов. Одним из направлений решения этой проблемы являлось создание технологии подэтажного обрушения и принципиально нового комплекса “крепь-штрек”, перемещаемого по мере подсечки подэтажной толщи, по подэтажному штреку по простиранию пласта.

В 1970-х годах прошлого столетия были спроектированы и изготовлены три экспериментальных образца комплекса подэтажной выемки (“крепь-штрек”) ПКК Киселевского машиностроительного завода им. Черных, КПО института Сибгормаш, и АПВ института КузНИУИ. Комплексы предназначены для разработки мощных крутопадающих пластов с углом падения 45-90$^0$ и мощностью 6-10 м. Сущность технологии заключается в том, что толща угля под гибким перекрытием вынимается буровзрывным способом подэтажами по простиранию под защитой комплекса, передвигаемого по подэтажному штреку. Разборка крепи подэтажного штрека, и выпуск отбитого угля осуществляется под защитой крепи комплекса. Проветривание забоя производятся за счет общешахтной депрессии.

Все три комплекса подвергались сравнительным промышленным испытаниям и показали свою работоспособность и по своим конструктивным особенностям могут успешно применяться для отработки мощных крутопадающих платов, в том числе нарушенных. Однако, наряду с положительными сторонами технология выемки угля с применением комплексов типа (“крепь-штрек”) имеет существенные недостатки, связанные с разрушением надштрекового угольного целика с применением ВВ, что недопустимо для угольных шахт опасных по газу и пыли.

Идея подэтажной выемки угля при разработке мощных крутопадающих пластов, была использована авторской группой польской фирмы «GEOTECH» при создании комплекса оборудования для работы на крутых пластах в условиях шахты «Казимеш-Юлеуш». Способ разработки назван подберковой системой «Казимеш-Юлеуш», а его применение позволило реанимировать работу шахты. Эта система разработки успешно применяется в условиях шахты «Казимеш-Юлеуш» на пласте мощностью 20м углом падения 45°. Таким образом, опыт эксплуатации подберковой системы «Казимеш-Юлеуш» еще раз подтвердил эффективность подэтажной выемки угля при разработке мощных крутопадающих пластов, однако, несмотря на это авторская группа «GEOTECH» рекомендует окончательное решение по использованию польского оборудования в условиях шахт Прокопьевско-Киселевского района принять только после консультации с Российскими горными инженерами. В первую очередь это связано с методом разупрочнения надштрекового угольного целика. Применяемые в их системах разработки буровзрывные работы в условиях угольных шахт Прокопьевско-Киселевского района недопустимы. Поэтому использованные польской подберковой системы «Казимеш-Юлеуш» так же как отечественного способа подэтажной выемки угля при разработке газоносных мощных угольных пластов, возможно только после того, как будет разработана безвзрывная технология разупрочнения угольного массива.

Такая технология разупрочнения угольного массива разработана в ИУ СО РАН совместно с ИГД СО РАН. Она включает в себя две направления: метод направленного вибросейсмовоздействия на угольный пласт; метод направленного гидроразрыва уголного массива (рисунок 4).

Для реализации технологии подэтажной выемки предложены новые типы механизированных комплексов КПВ-1 и КПВ-2. Комплекс КПВ-1 (рисунок 5) предназначен для разработки крутопадающих пластов угля с углом падения 45-90° , мощностью свыше 6 м и включает в себя две секции 1 оградительно-поддерживающего типа, ограждения которых снабжены выпускными окнами с затвором 2 и откидными щитами 3, а основание питателями 4. Между основаниями секций на почве штрека установлен став перегружателя ПСП-26. Секции 1 связаны со ставом перегружателя гидроцилиндром подачи 5. Комплекс снабжен также двумя гидроцилиндрами с якорными стойками и круглозвенными цепями, с помощью которых, в случае необходимости могут быть передвинуты вдоль подэтажного штрека как забойные секции 1, так и став перегружателя ПСП-26.

Рисунок 4 - Система подэтажного обрушения с механизированным выпуском угля КПВ-1: а) вибросейсмический способ разупрочнения; б) направленный гидроразрыв; в) схема подэтажного выпуска

Рисунок 5 - Крепь подэтажного обрушения КПВ-1

Одним из существенных достоинств этого комплекса является возможность выпуска угля из потолочины с регулированием ширины потока посредством последовательного открывания выпускных окон в ограждениях секций, что позволяет управлять перемещением потока выпускаемого угля по ширине подэтажной толщи, обеспечивая тем самым полноту выпуска отрабатываемого пласта. Общий вид комплекс КПВ-1 представлен на рисунок 6.

Рисунок 6 - Механизированный комплекс для отработки мощных крутых угольных пластов системой подэтажных штреков с обрушением

Для условий шахт имеющих предельные углы падения (до 45°) в технологии с подэтажным выпуском угля, предлагается усовершенствованный комплекс КПВ-2 (рисунок 7). Механизация работ по предлагаемой технологии может быть осуществлена путем использования *шагающей крепи подэтажной выемки.*

Рисунок 7 - Комплекс КВП–2 на базе гидрофицированной шагающей крепи

Крепь гидрофицированная шагающая предназначена для поддержания кровли на сопряжении подэтажного штрека с зоной выпуска угля. Она состоит из двух рам взаимосвязанных друг с другом гидроцилиндрами передвижения. Каждая рама оборудована продольными верхняками и поперечными балками, жестко закрепленными друг к другу и опирается через гидростойки и опоры на почву выработки. Цилиндры гидростоек каждой рамы жестко связаны между собой продольными связями и шарнирно через диагональные связи – с поперечными балками. Такая взаимосвязь элементов рамы обеспечивает устойчивость крепи в не распертом состоянии.

В рабочем положении передвижная гидрофицированная крепь расперта между кровлей и почвой. При передвижении крепи снимают распор со стоек одной из рам. При этом верхняки передвигаемой рамы отрываются от кровли и ложатся на поперечные балки распертой рамы. При дальнейшем сокращении высоты гидростойки ее *опоры отрывают от почвы* на необходимую величину, а при помощи гидроцилиндров передвижки снятую с распора раму, скользя верхняками по поперечной балке распертой рамы, перемещают на шаг передвижки. По окончании передвижки подают давление в поршневые полости гидростоек и передвинутую раму распирают. В такой последовательности происходит перемещение и второй рамы.

Дозированный выпуск угля из потолочины производится при помощи управляемых гидроцилиндрами козырьков. Транспортировка угля вдоль штрека до конвейера осуществляется с помощью перегружателя ПСП-26 выпускаемого Анжерским машиностроительным заводом. *Первоначально выпуск угля осуществляется по лежащему борту пласта, т.к. согласно теории выпуска уголь при таком угле падения пласта всегда будет стремиться к почве пласта.* В дальнейшем местоположение перегружателя регулируется гидроцилиндрами коррекции исходя из условий выпуска.

Разрушение угольного целика в потолочине осуществляется теми же методами, что и в комплексе КПВ-1.

**Метод математического моделирования процесса выпуска угля**

Результатом рассмотренного воздействия на угольный пласт и горную породу является разрушение их на отдельные элементы, которые могут быть представлены как отдельные частицы применительно к реализации метода дискретных элементов (МДЭ). Первоначально он разработан для исследования поведения плотных сред в механике грунтов [13]. В настоящее время основным идеям метода и различным вариантам его применения посвящена обширная литература, поэтому в данной работе ограничимся описанием основных методик.

Суть МДЭ применительно к задачам механики гранулированных материалов заключается в дискретизации исследуемой конечной области на отдельные элементы (частицы), заданием их механических свойств и геометрических параметров, а также начальных условий, необходимых для решения задачи Коши. На основе этих условий численно интегрируется система уравнений движения частиц с учетом динамики их соударений.

Изучая поведение гранулированного материала, составляющего горную породу, обычно рассматривают сухую несвязную среду, причем силы взаимодействия между отдельными частицами действуют только при их контакте. В общем случае соударение отдельных частиц может быть описано в рамках законов контактной механики с применением континуального подхода [14] и численно реализовано с помощью метода конечных элементов (МКЭ). Однако такой подход требует очень больших вычислительных затрат, поэтому в настоящее время разработан и широко применяется ряд упрощенных силовых моделей, в которых частицы при деформировании среды не меняют своей формы и не разрушаются. Сводный обзор некоторых из них приведен в [15 – 17]. Также при изучении поведения горных пород кроме классических моделей соударения применяются модели со сцеплением [18] и модели на основе теории подвижных клеточных автоматов [19].

Обычно форма частиц ограничивается сферами в случае трехмерного пространства и цилиндрами (дисками) при рассмотрении плоских задач. В процессе исследования поведения тел более сложной формы их часто аппроксимируют совокупностью сфер (или дисков), которые объединяются в кластеры [20]. Взаимодействие между ними может быть описано на основе анализа взаимовлияния между составляющими их сферическими частицами.

Для исследования прикладных задач о напряженно-деформированном состоянии горной породы на основе сформулированных принципов разработано программное обеспечение, позволяющее численно моделировать движение сыпучих материалов, обладающих разными физическими свойствами, при различных граничных условиях в двумерной постановке [21, 22].

Рассмотрим следующую задачу. Пусть мощность угольного пласта 8 м, высота отрабатываемого подэтажа 12 м, угол падения пласта 60º (рисунок 8). Границы исследуемой области представляют собой упругие отрезки с коэффициентом Пуассона $\nu = 0{,}3$ и модулем упругости $E = 2 \cdot 10^4$ МПа. Выпускные отверстия, обозначенные цифрами I – III на рисунке 8, имеют ширину 1 м и расположены с интервалом 0,5 м.

I, II и III — выпускные отверстия; *L* — ширина; *h* — высота исследуемой области

Рисунок 8 - Этапы площадного выпуска из мощного крутопадающего пласта

Гранулированный материал (в данном случае уголь и порода) представлен совокупностью частиц с радиусами, равномерно распределенными в интервале 0,05 – 0,1 м. Основные физические параметры материалов даны в таблице 1.

Таблица 1 - Основные физические параметры материалов

| Показатель | Уголь | Порода |
|---|---|---|
| Модуль упругости *E*, МПа | $5 \cdot 10^3$ | $2 \cdot 10^4$ |
| Коэффициент Пуассона $\nu$ | 0,25 | 0,3 |
| Плотность $\rho$, кг/м$^3$ | 1 400 | 2 500 |
| Коэффициент трения $\mu$ | 0,4 | 0,4 |

Масса каждой частицы вычисляется по заданному радиусу и плотности. Первоначальная упаковка материала осуществлялась с помощью алгоритма случайного поочередного заполнения [23], после чего частицы раскрашивались в зависимости от их расположения. Затем некоторое время материал усаживался, принимая равновесное состояние, характерное для начального нагруженного массива горных пород. Для моделирования гравитационного потока части границы, закрывающие выпускные отверстия,

удалялись, и материал начинал движение. На рис. 8 изображены стадии течения в различные моменты времени в случае, когда выпускные отверстия открыты одновременно в начальный момент времени. Смещение материалов демонстрируется чередованием темных и светлых полос. Кинематическая картина качественно повторяет картину схожих экспериментов, проведенных в лабораторных условиях. Видно, что расстояние между выпускными отверстиями обеспечивает весьма большую ширину потока, не разделяя его на три отдельных.

Ранее проведенными натурными наблюдениями и лабораторными исследованиями было показано, что процесс движения материала будет проходить непрерывно (без закупоривания выпускных отверстий), если средний размер кусков будет примерно 1/5 ширины выпускного окна [6]. В реальной ситуации это условие достигается не только мероприятиями, направленными на разупрочнение массива, но и за счет естественного разрушения больших кусков при движении потока. Однако даже и в этом случае довольно трудно добиться непрерывности потока.

В представленной численной реализации МДЭ частицы при соударении не разрушаются, но распределение их размеров в среднем удовлетворяет сформулированному выше условию. Однако, как показали численные эксперименты, выпуск разрушенного угля сопровождается циклами разрыхления и уплотнения в зоне течения над выпускными отверстиями и величина плотности потока изменяется скачкообразно в течение всего процесса выпуска. Такой эффект вызван тем, что частицы при движении в нижней части канала периодически закупоривают выпускные отверстия, вызывая “зависание” всего материала, а затем совокупность вышележащих частиц под действием силы тяжести разрушает образовавшийся затор и движение продолжается с образованием полостей внутри области деформирования.

Это явление иллюстрируется графиками рисунка 9, где показана скорость прохождения потока через выпускные отверстия. В данном случае она определяется как количество частиц *N*, прошедших через выпускное отверстие за единицу времени. На рисунке 9*а* продемонстрировано свободное прохождение частиц, на рисунке 9*б* — когда скорость самих частиц ограничивается на выходе из отверстия (например, питателем крепи).

Рисунок 9 - Скорость прохождения потока сыпучего материала через выпускные отверстия

Представленная картина движения наблюдается при трех одновременно открытых выпускных окнах. При одновременно открытых двух соседних окнах (I и II или II и III) картина движения сохраняется, с той разницей, что ширина потока становится меньше.

Если же на начальном этапе открыты окна I и III, то кинематическая картина движения потока меняется. А именно, при двух противоположно расположенных выпускных отверстиях формируется поток, сопровождаемый регулярным зависанием породы с образованием куполов над выпускными окнами (рисунок 10).

Пример реализации численного эксперимента по моделированию выпуска угля на забойный конвейер из мощного пологого пласта показан на рисунке 11. На нем изображено начальное состояние предварительно разупрочненного горного массива и угольного пласта, а также момент закрывания выпускного отверстия при подходе породы.

*L* — ширина; *h* — высота исследуемой области

Рисунок 10 - Силовые линии и образование куполов зависания породы при выпуске угля из двух противоположных одновременно открытых отверстий (*а*, *б*); разрыхленный поток при трех открытых отверстиях (*в*)

Рисунок 11 - Выпуск угля на забойный конвейер из мощного пологого пласта: *а* — начальное состояние массива; *б* — кинематическая картина выпуска в фиксированный момент времени

Напряженно-деформированное состояние горного массива над выработанным пространством и в зоне выпуска демонстрирует рисунке 12.

Рисунок 12 - Выпуск угля на забойный конвейер в фиксированный момент времени: силовые линии (*а*); линии уровня вертикальных напряжений $\sigma_{22}$ (*б*)

**Заключение**

Предложены технологии подземной отработки мощных пологих и крутых угольных пластов с выпуском подкровельной толщи, объединенные общей идеей управления процессом перемещения предварительно разрушенной горной породы за счет принудительно-управляемого выпуска на забойный конвейер. Обоснована механизированная крепь, в основу которой положено использование питателей в секциях крепи, обеспечивающих управляемый площадной выпуск. Такое решение выемки мощных пологих и крутых угольных пластов с регулируемым выпуском угля на забойный конвейер открывает

новые технические возможности и обеспечивает следующие преимущества: для самообрушения угля подкровельной толщи используются силы горного давления, что снижает энергозатраты на добычу угля; пласт вынимается на всю мощность, что способствует высокой концентрации горных работ, снижению эксплуатационных потерь по мощности пласта и опасности возникновения эндогенных пожаров; в 1,5 – 2,0 раза уменьшается объем подготовительных выработок и затраты на их проведение и поддержание; сокращаются расходы на оборудование очистных забоев и средства транспортирования угля в пределах выемочного поля; снижается себестоимость добываемого угля в связи с тем, что при сравнительно небольшом повышении численности рабочих по выпуску угля в забое резко возрастает нагрузка на лаву.

На основе метода дискретных элементов разработана математическая модель для численного моделирования процессов гравитационного движения гранулированных материалов. Метод дискретных элементов, примененный для исследования механизма динамического гравитационного течения, является весьма перспективным при решении технологических задач о выпуске разупрочненной угольной массы. Он не имеет недостатков континуальных моделей, проявляющихся при нарушении сплошности вещества или в результате дискретности его внутренней структуры. Высокая эффективность этого метода обусловлена его универсальностью, относительно невысокой стоимостью вычислительных экспериментов по сравнению с натурными и большими возможностями диагностики моделируемых явлений.

В работе представлена математическая модель процесса гравитационного движения угля и породного массива в технологии подземной добычи в системе подэтажного обрушения: построен численный алгоритм, разработано программное обеспечение, численно исследована задача о выпуске угля. Показано, что зона потока выпускаемого угля материала, а также напряженно-деформированное состояние геосреды вблизи выпускных отверстий, испытывают пульсирующий режим движения, состоящий из циклов «разрыхление – уплотнение». При регулируемом выпуске достигается относительная стабилизация скорости прохождения потока через выпускные отверстия.

Список литературы

1. Саламатин А. Г. Подземная разработка мощных пологих угольных пластов. — М.: Недра, 1997.

2. Шундулиди И. А., Марков А. С., Калинин С. И., Егоров П. В. Выбор параметров технологии отработки мощных угольных пластов с выпуском межслоевых и подкровельных пачек угля. — Кемерово: Кемеров. кн. изд-во, 1999.

3. Гапанович Л. Н., Савченко П. Ф., Бернацкий В. А. Развитие механизированных крепей и технологии с выпуском угля // Уголь. — 1986. — № 11.

4. Сагинов А. С., Жетесов С. С. Совершенствование технологии выемки мощных пологих угольных пластов. — Алма-Ата: Изд-во “Казахстан”, 1981.

5. Сагинов А. С., Жетесов С. С. Двухзабойная выемка угля на мощных пологих пластах. — Алма-Ата: Наука, 1982.

6. Клишин В. И., Фокин Ю.С., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б. Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля. — Новосибирск: Наука, 2007.

7. Клишин В. И., Власов В. Н., Кубанычбек уулу Бакыт. Механизированная крепь с принудительным выпуском угля из подкровельной толщи. № 11. — М.: ГИАБ, 2003.

8. Клишин В. И., Фокин Ю. С., Кокоулин Д. И. Разработка мощных метанонасыщенных угольных пластов при совместной добыче угля и газа / Научно-техническое обеспечение горного производства. Материалы Международной научно-практической конференции. Горные науки Республики Казахстан — итоги и перспективы. Ч. 1. Т. 68. — Алматы, 2004.

9. Томашевский Л. П., Левочко В. П., Боровиков П. А., Блинов Ю. С., Кузин Г. С., Калугин О. Ф. Разработка и научное обоснование технологии подэтажной выемки угля и пара-

метров выпускного механизированного комплекса “крепь – штрек” / Сб. науч. тр. № 25: Совершенствование технологии разработки крутых пластов Кузбасса. — Прокопьевск: КузНИУИ, 1974.

10. Томашевский Л. П. Технология разработки мощных крутых нарушенных пластов Кузбасса и направления ее совершенствования. Обзор ЦНИЭИуголь. — М., 1978.

11. Дмитриев С. Н., Запреев С. И., Сенько Л. С., Крылов В. Ф., Томашевский Л. П. Основы технологии разработки угля с применением гибких перекрытий. — М.: Недра, 1967.

12. Stanislaw Gajos. Experience and practical aspects of utilizing a shrinkage metod of extraction at “Kazimierz-Juliusz” coal mine in Sosnowiec. International mining forum, New technologies in underground mining, Safety in mines. Cracow-Szczyrk-Wieliczka, Poland 2004.

13. P. A. Cundall, O. D. L. Strack. A discrete numerical model for granular assemblies. Geotechnique, 1979, Vol. 29.

14. K. L. Johnson. Contact Mechanics. Cambridge University Press, Cambridge, 1989.

15. G. Kuwabara, K. Kono. Restitution coefficient in collision between two spheres, Japanese Journal of Applied Physics, 1987, Vol. 26.

16. H. Kruggel-Emden. Review and extension of normal force models of the Discrete Element Method. Powder Technology, 2007, Vol. 171.

17. J. Schafer, S. Dippel, D. E. Wolf. Force schemes in simulations of granular materials. Journal de Physique, 1996. Vol. 6.

18. Русин Е. П., Стажевский С. Б., Хан Г. Н. Геомеханические аспекты генезиса экзо- и эндокарста // ФТПРПИ. — 2007. — № 2.

19. Псахье С. Г., Смолин А. Ю., Коростелев С. Ю., Дмитриев А. И., Шилько Е. В., Астафуров С. В. Метод подвижных клеточных автоматов и его применение при моделировании на разных масштабах / Механика — от дискретного к сплошному. — Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2008.

20. G. G. W. Mustoe, M. Miyata, M. Nakagawa. Discrete element methods for mechanical analysis of systems of general shaped bodies, Proceedings of the 5th International Conference on Computational Structures Technology, Leuven, Belgium, 2000.

21. V. I. Klishin, S. V. Klishin. DEM analysis of coal drawing from high coals in sublevel caving systems. Extended abstracts of ECCOMAS Thematic Conference “Multibody Dynamics 2009”, Poland, Warsaw, 2009.

22. Клишин С. В. Дискретно-элементный анализ гравитационного течения гранулированного материала в сходящихся каналах / Геодинамика и напряженное состояние недр Земли: труды конференции с участием иностранных ученых. — Новосибирск: Изд. ИГД СО РАН, 2008.

23. K. Han, Y. T. Feng, D. R. J. Owen. Sphere packing with a geometric based compression algorithm, Powder Technology, 2005, Vol. 155.

УДК 662.66:54

## О СОСТОЯНИИ И ОСНОВНЫХ НАПРАВЛЕНИЯХ РАЗВИТИЯ УГЛЕХИМИИ В КУЗБАССЕ

***[1,2]Исмагилов З.Р., [1]Козлов А.П.***

***1 - Институт углехимии и химического материаловедения СО РАН***

***г. Кемерово***

***2 - Институт катализа СО РАН***

***г. Новосибирск***

В советский период научное сопровождение развития угольной отрасли было возложено, в основном, на отраслевые научно-исследовательские институты, которые сегодня в новых политико-экономических условиях минимизировали научную деятельность и пере-

ориентировались на проектно-изыскательские работы. В настоящее время в России нет ни одного крупного института, обеспечивающего научное сопровождение инновационного развития угольной промышленности и углехимии. Это существенно ограничивает конкурентоспособность отечественных предприятий, делает их зависимыми от импортных технологий и техники.

Кузбасс - богатый коксующимися и энергетическими углями регион России и в ближайшие десятилетия он будет работать как главная угольная база страны. Для научного обеспечения и успешного решения стоящих перед Кемеровской областью проблем Российская академия наук, её Сибирское отделение и Администрация Кемеровской области приняли решение об усилении работы Кемеровского научного центра СО РАН (КемНЦ СО РАН). Постановлением Президиума РАН № 47 от 09 марта 2010 г. на базе химических подразделений Института угля и углехимии СО РАН и Кемеровского филиала Института химии твердого тела и механохимии СО РАН создан Институт углехимии и химического материаловедения СО РАН (ИУХМ СО РАН). Основные научные направления Института определены как глубокая переработка угля, углехимия и химия углеродных материалов, композитов и наноструктур. С августа 2010 г. – именно в этом месяце начал свою работу Институт – Дирекция и Ученый совет Института, с участием руководства Президиума КемНЦ СО РАН, наметили меры по усилению кадрового состава научных сотрудников, определили главные векторы фундаментальных и прикладных исследований в утвержденных для Института рамках основных научных направлений, а также провели ряд других необходимых мероприятий, обеспечивающих эффективное функционирование нового научного учреждения.

Надо отметить, что Кузбасс, на сегодняшний день, является монопрофильным регионом по сырью, имеет узкую специализацию промышленности, в регионе явно преобладает экспорт сырья, что обуславливает наличие значительных затрат на перевозку, фактически, пустой породы и воды. Кроме того, имеется и целый спектр экологических проблем, как в населенных пунктах, так и в местах добычи угля. Поэтому основным подходом в инновационном развитии угольной промышленности должна быть разработка энергоэффективных и экологически чистых технологий глубокой переработки углей, включающая решение следующих задач:

- переход от экспорта первичных сырьевых ресурсов к экспорту продуктов их глубокой переработки;
- освоение технологий глубокой переработки угля с производством уникальной дорогостоящей малотоннажной продукции и производством востребованной многотоннажной продукции;
- восстановление и развитие научного и кадрового потенциала Кузбасса в области углехимии.

Для своей внутренней работы мы классифицировали технологии переработки углей на следующие группы:

- термические методы (полукоксование, коксование) с получением металлургического кокса, полукокса, бездымного топлива, пека, жидких продуктов и полупродуктов, сорбентов;
- химические методы (модификация, экстракция, терморастворение, окисление, гидрирование) с получением моторного топлива, гуматов, восков, жирных, ароматических и алифатических кислот, сульфоуглей, пеков;
- газификация (подземная газификация, газификация в реакторах) с получением топливного газа, синтез-газа, жидких химических полупродуктов, моторного топлива;
- химическая переработка шахтного метана с получением бензола, водорода, углеродных наноматериалов;
- утилизация золы с целью извлечения редкоземельных металлов и производства стройматериалов, дорожного покрытия.

Если говорить о сегодняшней ситуации по использованию угля, то в России это, главным образом, энергетическая переработка угля, т.е. получение тепла и электроэнергии. Се-

годня во всём мире идёт переоснащение предприятий по переработке угля по так называемой схеме комбинированного цикла с внутренней газификацией. Это означает организацию экологически чистого сжигания топлива, основанного на том, что сначала твёрдое топливо газифицируется, далее летучие (газообразные) продукты сжигаются на газовой турбине, а всё избыточное тепло используется на паровой турбине. Таким образом, достигается максимальное использование теплотворной способности угля с минимальным количеством выбросов в окружающую среду.

Что касается нетрадиционного использования угля, то во многих странах имеется большое количество производств, направленных на получение метанола, диметилового эфира, олефинов, синтез-газа, гликолей, бензола и других веществ. Например, большое количество подобных производств сейчас работает в Китае и, более того, в ближайшие годы намечается строительство новых предприятий с еще большей производительностью, и, в принципе, ситуация, складывающаяся в КНР, отражает ситуацию во всём мире.

Одной из проблем, стоящей сегодня перед углехимиками, является обеспечении металлургических предприятий высококачественным коксом. Эта проблема на сегодняшний день осложняется дефицитом коксующихся углей. И здесь встаёт вопрос выбора - импортировать коксующиеся угли из зарубежных стран или разработать специальные методы, позволяющие снизить долю коксующихся углей в шихте.

Другой проблемой является получение адсорбентов, потребность в которых, по оценкам специалистов, составляет по РФ около 1 млн. тонн в год. Эта проблема особенно актуальна для Кузбасса, где качество питьевой воды зачастую находится ниже санитарной нормы.

Добыча, очистка, обогащение, утилизация угольного метана – еще одно направление, требующее внимания. В настоящее время метан из угольных пластов практически не используется, несмотря на то, что его ресурсы в Кузбассе оцениваются в объеме 13 трлн. куб.м. В то же время уже существуют различные методы утилизации метана. Например, путём каталитического разложения можно получать чистый водород и углеродные нановолокна, находящие применение в автомобильной промышленности, электронике и авиации. А путём селективного превращения метана в присутствии специальных катализаторов возможно получение ароматических углеводородов и чистого водорода.

В Институте, в настоящее время, разрабатываются способы активации органического вещества углей с целью регулирования их реакционной способности, обеспечивающей повышенную селективность при извлечении ценных продуктов из угля. В частности, разработан способ жидкофазного озонирования углей с получением алифатических и ароматических кислот, имеющих широкое применение, а также показано, что механоактивация углей позволяет в несколько раз увеличивать адсорбционные характеристики получаемых из них адсорбентов.

Уникальная работа проведена в Институте по синтезу полимерных структур, которые могут быть использованы в топливных элементах. Металлополимерные нанокомпозиты, полученные из фенолов каменноугольной смолы, по своим электрическим характеристикам превосходят традиционные электролиты в топливных элементах. Изготовлен опытный образец топливного элемента с получением электрического тока. Высокая каталитическая активность нанокомпозитов сохраняется на протяжении не менее 5000 реакционных циклов.

Целая лаборатория Института ведет разработку схемы комплексной переработки углей методами алкилирования и экстракции, позволяющей получать широкий спектр ценных химических продуктов для использования в сельском хозяйстве и промышленности. Одной из таких разработок является получение гуминовых препаратов из бурых и окисленных каменных углей. Эти гуминовые вещества могут использоваться в сельском хозяйстве, повышая урожайность культур на 20-30%, в промышленности, а также для рекультивации нарушенных земель. Из бурых углей можно извлечь так называемый горный воск, который находит применение в машиностроении, в качестве поверхностно-активных веществ, пластификаторов, полиролей и биологически активных веществ.

В области углеродных материалов в Институте ведутся разработки носителей катализаторов электродов для топливных элементов, которые являются перспективным источником энергии для широкого круга потребителей. Углеродный материал является носителем активного металла электрода топливного элемента, и повышение качества углеродного материала позволяет улучшить каталитические свойства и снизить содержание благородных металлов, используемых при изготовлении электродов. Сотрудниками института разработан и запатентован способ получения наноструктурного углеродного материала, названного «KEMERIT», из широкого спектра исходного сырья, включая и уголь. Этот материал имеет высокие удельную поверхность (до 3500 $м^2/г$) и объём микропор (до 2 $см^3/г$). С использованием материала KEMERIT был изготовлен топливный элемент, вольт-амперные характеристики которого оказались выше, чем у топливного элемента, изготовленного на одном из традиционных носителей.

Этот же материал можно применять для изготовления суперконденсаторов. Суперконденсаторы используются в качестве перезаряжаемого источника постоянного тока как альтернатива литий-ионным аккумуляторам. Объем конденсатора заполняется углеродным материалом, в порах находится электролит. Электрическая ёмкость такого конденсатора может достигать нескольких сотен фарад.

В рамках работ по государственному контракту в Институте отработаны условия получения непрерывного углеродного волокна из каменноугольных продуктов. Это волокно является основой для изготовления конструкционных материалов нового поколения, обладающих повышенной прочностью и термостойкостью и пригодных для эксплуатации в экстремальных условиях. В рамках другого государственного контракта отработаны процессы получения термопластического связующего из каменноугольных продуктов в углерод-углеродных композитах. Образцы композитного материала, полученного на основе этого связующего, обладают прочностью на 40% выше, чем у образцов из промышленного сырья.

Как видно из представленного материала проблемы стоят серьезные и решить их можно только сообща. Большие надежды возлагаются на совместные работы с ВУЗами Кузбасса – КемГУ, КузГТУ, СибГИУ и другие. На стадии согласования находятся проекты создания с этими ВУЗами совместных научно-образовательных центров. С тем, что бы сохранить и преумножить имеющийся в Новокузнецке потенциал по коксохимии ведется подготовительная работа для открытия в СибГИУ лаборатории Института с перспективой развития ее до филиала Института. В настоящее время 6 профессоров и 5 доцентов ИУХМ СО РАН преподают в КузГТУ и КемГУ. В дальнейшем планируется активизировать деловые контакты с профильными факультетами и кафедрами ВУЗов, запустить постоянно действующую программу дипломирования студентов в лабораториях Института.

Большая поддержка оказывается всему КемНЦ СО РАН, и Институту в том числе, со стороны Администрации Кемеровской области. В апреле этого года на Коллегии Администрации Кемеровской области была рассмотрена и утверждена Стратегия развития химического комплекса Кемеровской области на период до 2025 года, в составе которой особое внимание уделено и вопросам глубокой переработки углей.

В связи с этим дирекция Института будет работать с тем, что бы деятельность Института полностью соответствовала принятой Стратегии. Кроме того, в области действуют и специальные программы поддержки ученых, включая и молодежные программы. И конечно, реализация Программы Научного и технологического обеспечения социально-экономического развития Кемеровской области, утвержденной Президиумом СО РАН и Коллегией Администрации Кемеровской области 2,5 года назад, главная цель которой – научное обеспечение перевода Кузбасса с сырьевого пути развития на инновационный. И поскольку, как уже говорилось в начале, Кузбасс – это угольный регион, то углехимия здесь занимает особое положение на пути превращения Кузбасса в ведущий российский технологический центр глубокой переработки природного сырья.

УДК 622.33:550.834

# ИССЛЕДОВАНИЕ ТРЕЩИННЫХ КОЛЛЕКТОРОВ МЕТАНА В УГЛЕВМЕЩАЮЩИХ ПОРОДАХ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ГАЗОНОСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

***[1]Захаров В.Н. [2]Ходорович К.К.***
***1 - Институт проблем комплексного освоения недр РАН***
***2 - Министерство природных ресурсов и экологии РФ***
***г. Москва***

Исследование трещинных коллекторов метана играет значительную роль при разработке технических решений по предварительной дегазации углепородной толщи, что в свою очередь, является условием безопасного и эффективного ведения подземных горных работ на газоносных угольных месторождениях.

В настоящее время в Общероссийский классификатор полезных ископаемых и подземных вод (ОКПИиПВ) добавляется запись — 11.10.20 Газ природный в газообразном состоянии: газ горючий природный, добытый из всех видов месторождений углеводородного сырья, в том числе метан (газ попутный) угольных месторождений. Данный статус вынудит недропользователей осуществлять не только дегазацию в целях безопасного ведения горных работ, но и в целях последующего использования газа-метана как попутного полезного ископаемого. Вместе с тем, до настоящего времени не существует достоверных методик оценки запасов попутного газа-метана угольных месторождений, а действующие нормативные документы, разработанные 20-30 лет назад, нуждаются в актуализации или методической переработке.

Таким образом, наряду с совершенствованием нормативно-правовой базы, достаточно остро стоит вопрос наиболее достоверной оценки запасов попутного газа-метана угольных месторождений. Решение названной проблемы возможно на основе оценки и прогноза локализации свободного газа в углепородной толще. Основным местом локализации попутного газа-метана (ПГМ) возможно в трещинных коллекторах (ТК) различного генезиса, об особенностях которого будет ихложено позднее.

ТК давно и подробно изучаются при разведке и разработке нефтегазовых месторождений. Для указанных месторождений разработана система классификации их основных типов, однако, горно-геологические условия нефтегазовых и угольных месторождений существенно отличаются, в виду чего использовать в готовом виде имеющиеся наработки в этом направлении не представляется возможным. ТК в угольной толще уделяется значительное внимание и в зарубежной горной практике, где достаточно давно осуществляется заложение дегазационных скважин в зоны трещиноватости, выявляемые различными методами [1].

Достаточно универсальной является типизация Г.И. Теодоровича [2]. В указанной классификации выделяется 4 основные группы коллекторов:

I — равномерно проницаемые поровые коллекторы;

II — неравномерно проницаемые поровые коллекторы;

III — трещиноватые коллекторы;

IV — коллекторы смешанного (порово-трещинного) типа.

В свою очередь, коллекторы I и II групп делятся по проницаемости на 5 классов, чем типизация Теодоровича приближается по смыслу к типизации А.А. Ханина [3], составленной исключительно для вариации пористости пород.

На угольных месторождениях, особенно вовлеченных в сферу горно-хозяйственной деятельности, мы имеем коллекторы III и IV групп.

Формирование коллекторов указанных классов для угольных месторождений происходит при участии следующих основных горно-геологических факторов: литологического и тектонического при попутном влиянии гидрогеологического фактора. Практически всегда

первые два фактора выступают совместно, поэтому целесообразно рассматривать их в комплексе.

Литологическое строение и индивидуальные особенности, как единичных литологических разностей, так и их участков – литологические неоднородности, являются результатом всего комплекса геологических процессов, включая диагенез, катагенез, метаморфизм, тектогенез и др. На стадии катагенеза и метаморфизма происходит формирование эндогенной трещиноватости, интенсивность которой определяется динамикой упомянутых процессов и условиями осадконакопления, определяющими мощности слоев единичных литотипов. В связи с этим возможны литогенетические ТК, однако, они представляют собой достаточно редкое явление из-за всеобъемлющего воздействия на углепородный массив процессов тектогенеза.

Главными результатами воздействия тектонических процессов на горный массив являются: изменение условий залегания пород (образование складчатых и разрывных нарушений) и сопутствующее этим явлениям формирование трещиноватости. По характеру деформаций горного массива тектонические нарушения делятся на разрывные и складчатые, отличие между ними состоит (с точки зрения миграции и накопления газа) в возникновении или прекращении коммутации между различными литологическими разностями.

Согласно ряду исследований, проведенных на угольных и нефтегазовых месторождениях [3], разрывные нарушения могут выполнять две функции, а именно: могут служить коллекторами газа и путями его миграции.

Первая функция определяется особенностями строения самих разрывных нарушений, а вторая — кроме того, и литологическим строением горного массива. Иногда разрывным нарушениям оказывается присущей еще и экранирующая функция, но в чистом виде экранирование разрывами встречается достаточно редко и лишь в группе мало- и мелкоамплитудных разрывных нарушений.

Особое место в вариации газоносности углепородного массива при формирования ТК занимают процессы неотектогенеза. Данные процессы проявляются в углепородном массиве в виде мелких, то есть локальных складок, формирующихся как на участках выдержанного залегания, так и осложняющих палеоскладчатые структуры. Они характеризуются небольшими амплитудами (0,2-5,0 м), а также относительно небольшими линейными параметрами осевых частей (5-30 м, в среднем 9-11 м). Особенность локальных складок, связанных с процессами неотектогенеза, заключается в их вертикальном распространении в углепородном массиве, а также структурно-типовом постоянстве по простиранию [4].

Учитывая неотектонический генезис рассматриваемых складок отметим, что трещины, распространенные в осевых частях не заполнены (за редким исключением в виде осколочных скоплений) и, следовательно, проницаемость осевых частей неотектонических складок весьма высока. Вместе с тем, более интенсивная в маломощных литотипах эндогенная трещиноватость, затухает в более мощных и прочных, следовательно в определенных местах осевых участков локальных складок возможно формирование скоплений газа.

В случае наложения новейших складок на палеоскладчатые структуры происходит как подновление палеотрещин, так и формирование новых секущих трещин. Примером такого разупрочнения массива может служить достаточно часто встречающийся вывалообразования пород кровли в зоне мелкоамплитудного разрывного нарушения, когда трещины развиваются не по палеотрещинам, залеченным карбонатными породами, а по своей сетке.

Для прогноза локальных ТК газа в углепородной толщи могут быть использованы различные методы локализации неотектонической складчатости. Одним из основных способов выявления неотектонических движений является интерпретация материалов дистанционного зондирования Земли, прежде всего - линеаментный анализ аэрофото- и космоснимков [5].

Анализ и интерпретация аэрофото- и космоснимков в течение ряда лет выполнялась в Ленинском, Беловском и Томь-Усинском районах Кузбасса, хотя первые результаты были получены еще в 1990 году при дешифрировании поля шахты «Юнком» в Донбассе, где все

внезапные выбросы совпали с линеаментами, а в основном - с их узловыми частями (пересечениями), где вследствие наложения складок наблюдалась наиболее интенсивная неотектоническая трещиноватость. Данная закономерность была использована в дальнейшем, при выполнении шахтных исследований на шахте им. Кирова (Ленинский район), «Западная», «Колмогоровская» (Беловский район), а также на шахтах им. Ленина, «Распадская» (Томь-Усинский район).

Для выявления линеаментов используют черно-белые АФС контактной печати масштабов 1:15000 ÷ 1:35000, которые обеспечивают достаточную обзорность шахтного поля и необходимую детальность картирования ТК в масштабах горно-графической документации шахт (1:2000, 1:5000). В пределах этого диапазона масштабов снимков выявляются линеаменты, которым в горных массивах соответствуют антиклинальные, синклинальные и флексурообразные складки шириной 5-30 м, амплитудой 0,2 - 5,0 м и протяженностью от первых сотен метров до нескольких километров.

По результатам дешифрирования АФС составляется карта тектонически-активных зон (или ЗПТ), которая совмещается с картой гидродинамических условий угольных пластов на горном отводе шахты. Точность картирования ЗПТ в масштабе 1:5000 составляет 10-15 м, в масштабе 1:2000 - до первых метров.

На рисунке 1 приводится четко выраженный линеамент на среднемасштабном черно-белом АФС (1:27000), полученный при анализе по горному отводу шахты им. С.М. Кирова ОАО «СУЭК-Кузбасс». Узлы пересечения ТК имеют в массиве вертикальную трассировку и выраженные флексурообразные складки шириной 2 ÷ 20 м.

Рисунок 1 – Линеамент, выделяемый по фототону на среднемасштабном черно-белом АФС (между стрелками-указателями)

Линеаментный анализ аэрокосмических изображений в автоматическом режиме реализуется с применением программного комплекса WinLESSA - Lineament Extraction and Stripe Statistical Analysis. Пример линеаментного рисунка, полученного при дешифровании АФС при помощи ПК «WinLESSA», и наложения данного рисунка на топооснову горного отвода шахты им. С.М. Кирова, представлен на рисунке 2.

Детальная геолого-структурная съемка почвы пластовых выработок подтвердила ранее сделанные предположения о проявлении неотектонических движений в виде локальных складок в углепородном массиве. В частности, на примере одной из лав шахты «Западная» хорошо заметны (рисунок 3) флексурообразные перегибы пласта, совпадающие с вертикальной трассировкой линеаментов, выявляемых на среднемасштабных черно-белых аэрофотоснимках (АФС).

-объекты привязки АФС к топооснове; - слабо выраженные линеаменты; - границы участка дешифрирования; - четко выраженные линеаменты

Рисунок 2 – Выделение линеаментного рисунка с объектами привязки АФС к топооснове

1 - 4 - литологический состав пород: 1 - аргиллиты, 2 - алевролиты тонкозернистые, 3 - алевролиты крупнозернистые, 4 - песчаники; 5 - зоны повышенной трещиноватости пород, обусловленные древними разрывными нарушениями; 6 - зоны повышенной трещиноватости пород, обусловленные неотектоническими движениями; 7 - древние разрывные нарушения; 8 -суфляры; 9 - дегазационные скважины: а - не давшие приток газа или с фоновым притоком, б- с аномально высоким газовыделением

Рисунок 3 – План развития линеаментов и разрывных нарушений (а) и геологический разрез вдоль вентиляционного штрека (б)

Рассматриваемый выемочный участок шахты «Западная» характеризуется высокой газообильностью, вследствие чего было осуществлено бурение дегазационных скважин с поверхности, часть которых (рисунок 3) попало в узлы и одиночные трещиноватые коллекторы. На одной из скважин при бурении интенсивное газовыделение привело к пожару бурового станка на земной поверхности, что также является подтверждением наличия повышенных содержаний свободного газа в пределах ТК и, особенно, их узлов. В то же время, перебур разрывного нарушения не привел к масштабному увеличению газовыделения.

По пластовым дегазационным скважинам, пересекающим узлы ТК, отмечалась повышенная концентрация метана, что также подтверждает наличие ТК в узлах складок неотектонического генезиса.

Следует отметить, что ряд известных дегазационных схем, предусматривающих проведение газодренажных штреков с последующим бурением восстающих скважин, как это практикуется в Карагандинском бассейне и (или) опережающей отработкой подстилающего сближенного пласта, что используется в Воркуте, фактически есть не только дегазация сорбированного метана из разбуриваемых угольных пластов, но и выпуск свободного газа из ТК междупластья.

Приведенные примеры свидетельствуют о работоспособности лито-тектонического метода исследования и прогнозирования участков локализации ТК попутного газа-метана угольных месторождений.

Алгоритм исследования ТК может быть сведен к следующим основным этапам. Производится выявление литологических и лито-тектонических ТК. Для этого используются материалы геологоразведочных работ и уточненных данных геологической службы шахт. Осуществляется построение локальных литологических неоднородностей пород междупластий, при котором анализируются данные служб, ведущих газовый прогноз (анализ изменений начальной скорости газовыделения и концентрации метана по пластовым дегазационным скважинам). Далее выполняется линеаментный анализ АФС черно-белых среднемасштабных. Результаты линеаментного анализа совмещаются с местоположением литологических неоднородностей и палеотектонических неоднородностей.

Проверку степени трещиноватости в местах потенциально-выявленных ТК следует подтвердить и уточнить комплексом геофизических исследований.

Опыт применения геофизических методов для исследования массива горных пород, среди которых ведущее место занимают сейсмоакустические, показывает, что данные методы имеют более высокую информативность, надежность и точность получаемых результатов [6, 7].

Многообразие методик проведения экспериментальных сейсмоисследований, к наиболее распространенным из которых следует отнести: метод сейсмопросвечивания (МСП), метод отраженных волн (МОВ), метод общей глубинной точки (МОГТ), метод сейсмолокации (МСЛ), комплексный метод преломленных волн (КМПВ), позволяют решать задачи прогнозирования утонений, карстов, твердых включений, малоамплитудной тектонической нарушенности, труднообрушаемой основной и непосредственной кровли, замещений, а также зон опасных по внезапным выбросам и горным ударам, смены литотипа, трещиноватости, повышенного горного давления (ПГД).

В качестве примера эффективного применения технологии сейсмоакустического прогноза рассмотрено выявление и картирование зон разрывной нарушенности, которые как правило для газоносных угольных пластов являются коллекторами или областями скоплений десорбированного метана, методами сейсмической томографии в выемочном столбе 275 пласта К14 шахты им. 50-летия Октябрьской Революции, ПО Карагандауголь.

При проведении подготовительных выработок конвейерным штреком было подсечено разрывное нарушение сбросо-взбросового характера с амплитудой смещения 3,5 м. Нарушение затухало в выемочном столбе, т.к. оно не было встречено другими оконтуривающими выработками. Задача сейсморазведочных работ заключалась в картировании данного сброса, а также выявлении и картировании дополнительных сместителей в плане выемочного стлба.

Для томографического восстановления использовалась скорость У-компоненты волнового поля (волны типа Лява). На рисунке 4 представлено томографическое изображение, полученное по данному параметру, где устойчиво выделяются три зоны, в которых уменьшение скорости максимума огибающей волнового пакета составляет более 5%.

Рисунок 4 - Скорость каналовых волн Лява (VL, м/сек) :1 - 980, 2 - 1130, 3 - 1230

Зона I представляет собой продолжение дизъюнктива, встреченного конвейерным штреком. Длина сместителя выемочного столба в соответствии с полученными данными составляет около 70 м.

Зоны II и III не прогнозировались по геологическим данным, т.к. не имели выхода в оконтуривающие выемочный столб выработки.

Зона II представляет собой апофиз сместителя I.

Результаты выявления и оконтуривания ТК в плане выемочного столба по данным томографического восстановления параметра скорости распространения максимума огибающей S-волн представлены на рисунке 5 зоной пониженных значений скорости максимума огибающей S-волн в левой части выемочного участка.

На рисунке 6 приводится сопоставление трассировки тектонического нарушения по данным геологической службы шахты и результат томографического восстановления на основе продольных волн.

Черная линия на рисунке соответствует подсеченному по штрекам тектоническому нарушению. Светлые тона соответствуют зонам пониженных скоростей, которые характеризуют нарушенные зоны.

Рисунок 5 – Результаты выявления и оконтуривания ТК

Данные обработки шахтной сейсморазведки МСП при выявлении и оконтуривании ТК представляются в виде плана горных работ (в масштабе 1:1000 или 1:2000) с нанесенным на нем положением ТК по данным геофизических работ.

Рисунок 6 – План горных работ с нанесением результата томографического восстановления по скоростям продольных волн.

Таким образом комплексирование методов шахтной сейсморазведки и томографической обработки дает возможность провести надежную и эффективную интерпретацию типа и параметров нарушения.

Выводы

Месторождения с благоприятными условиями разработки сопровождаются осложняющими горно-геологическими факторами, имеющими локальный характер развития и не выявляемыми геологической разведкой: геологические нарушения различных генетических типов, в том числе аномальная газоносность угольных пластов и пород в зоне метановых газов, аномальное напряженно-деформированное состояние пород.

Для доизучения осложняющих факторов, позволяющего проводить прогнозирование горно-геологических осложнений и намечать пути эффективной подготовки массива, необходимо применение комплекса геолого-геофизических методов (геологическое дешифрирования аэрофото- и космоснимков с линеаментным анализом полученных результатов) и сейсморазведочное просвечивание столбов и томографическим методом обработки полученных данных.

Список литературы

1. Руппель У.. Оптимизация систем дегазации и проветривания с помощью эффективных систем крепления горных выработок. Тезисы конференции «Инноационные технологии переработки угля и дегазации угольных пластов», Кемерово, 2008, с. 105-149.

2. Теодорович Г.И. Учение об осадочных породах. Гостоптехиздат, 1958

3. Ханин А.А, Породы-коллекторы нефти и газа нефтегазоносных провинций СССР. – М.: Недра, 1973. – 303 с.

4. Строк Н.И., Ходорович К.К. Взаимосвязь между трещиноватостью углей и геоструктурными формами малого порядка неотектонического генезиса. Научные сообщения ИГД им. А.А. Скочинского, 1992 вып. № 14, с. 42-44.

5. Михайлов А.Е. Структурная геология и геологическое картирование. М., Недра, 1984.

6. Азаров Н.Я. , Яковлев Д.В. Сейсмоакустический метод прогноза горногеологических условий эксплуатации угольных месторождений. -М.: Недра, 1988 г. - 199 с.

7. Рубан А.Д., Глухов А.А., Захаров В.Н. Моделирование волнового поля в задачах шахтной сейсморазведки методом конечных разностей // Горный вестник. - 1994. - №2. - с. 16-18.

УДК 622.271

## ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВИБРОТЕХНИКИ В СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЯХ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

***Левенсон С.Я., Гендлина Л.И., Морозов А.В., Усольцев В.М.***
***Институт горного дела СО РАН***
***г. Новосибирск***

В технологических схемах добычи полезных ископаемых широкое распространение получили вибрационные питатели, среди которых значительное место занимают созданные в ИГД СО РАН устройства с упругим рабочим органом, совершающим волновые движения – виброленты.

Имеется опыт эксплуатации вибролент на открытых горных работах в перегрузочных узлах карьеров и при отвалообразовании. Перспективным направлением использования вибролент является выпуск из аккумулирующих емкостей (рудоспусков, блоков, бункеров) труднотранспортируемых материалов: глинистых, липких, слеживающихся.

Вибрационные машины отличаются большим разнообразием и благодаря простоте конструктивного исполнения и обслуживания, относительно невысокой стоимости как самого устройства, так и монтажа, достаточно высоких производительности и надежности широко используются на предприятиях горнодобывающей, строительной, химической и других отраслей промышленности.

Существует несколько конструкций вибролент, в частности вибропитатели типа «Волна», техническая характеристика которых приведена в таблице 1.

Виброленты эффективно используются для выпуска кусковатых материалов из емкостей различного технологического назначения. Загрузочный участок рабочего органа вибромашин этого типа имеет криволинейный профиль [1, 2], что позволяет обеспечить максимальное приближение транспортирующей поверхности к поверхностям скольжения, которые реализуются в материале при выпуске. Тем самым создаются более благоприятные условия для перемещения сыпучей массы без увеличения энергозатрат. На рисунке 1 показан общий вид питателя ВЛР-2, размещенного в выработке.

Таблица 1 – Технические характеристики вибролент

| Тип питателя | Технические характеристики | | | |
|---|---|---|---|---|
| | производительность, т/ч | тип вибровозбудителя | вынуждающая сила, кН | масса, кг |
| «Волна-1,5П» | до 150 | «Напор-01-10» | 1,8 | 105 |
| «Волна-2П» | до 250 | «Напор-05-20» | 6,3 | 492 |
| «Волна-3П» | до 300 | «Напор-1М» | 20,0 | 1170 |
| «Волна-4П» | до 500 | «Напор-3» | 30,0 | 1800 |
| «ВЛР - 2» | до 300 | ИВ-11-50 | 10 | 400 |

В вибролентах отсутствует система упругих связей между рабочим органом, в качестве которого используется сравнительно тонкий металлический лист, и основанием, что позволяет использовать их под любыми завалами горной массы, в условиях значительных динамических нагрузок, изменяющихся по величине в широком диапазоне [1]. Исследования показывают, что при этом колебания, передаваемые на опорные элементы, по амплитуде в десятки раз меньше колебаний рабочего органа.

Характерными примерами использования вибролент являются вибрационные отвалообразователи для автоотвалов и бункерные перегрузочные пункты, промышленные испытания которых проведены на карьерах Урала и Кузбасса.

1 – рама; 2 – стойка; 3 – рабочий орган; 4 – борта; 5 – секторный затвор;
6 – пневмоцилиндр; 7 – проушина; 8 – трос
Рисунок 1 – Вибролента-питатель ВЛР-2

Наибольший объём вскрышных пород доставляется на отвалы автомобильным транспортом. Из практики разрезов Кузбасса и других регионов России известно много примеров, когда большегрузные карьерные самосвалы падают с отвалов, совершая маневры вблизи откоса отвала и попадая в зону оползня отвального массива из непрочных, слабоустойчивых пород. Основное оборудование на автомобильных отвалах - бульдозеры. Планировщики и экскаваторы-драглайны распространения не получили из-за высоких затрат и низкой производительности оборудования.

В России и за рубежом велись работы, связанные с созданием передвижных металлических платформ, предохранительных барьеров, бетонных эстакад, но предлагаемые технические решения в практике открытых горных работ не используются из-за усложнения процесса отвалообразования [1].

Широкое распространение в последние годы на автоотвалах с использованием бульдозеров получил предохранительный вал из складируемой породы, который служит ориентиром для водителя автосамосвала при остановке машины. Однако такие валы подвержены регулярному разрушению из-за наезда автосамосвалов, просадок отвала и, как следствие, не гарантируют безопасности работы мощных транспортных средств. Кроме того, опасна работа и машиниста бульдозера, так как при сталкивании породы под откос бульдозер находится в зоне возможного обрушения отвала.

Разработанные в ИГД СО РАН вибрационные транспортирующие устройства [2] позволили создать отвалообразователи для автоотвалов, промышленные испытания которых проводились в 80-90 годы прошлого века на карьерах Кузбасса и Урала.

Вибрационный отвалообразователь представляет собой конструкцию из четырех вибрационных транспортирующих устройств ВТУ-6, установленных под углом $10^0$ к горизонту на раме с бортами. Рама оборудована салазками из полых труб и упором для колес автосамо-

свалов. Автосамосвал грузоподъемностью 40 тонн разгружается непосредственно на виброплощадку отвалообразователя, затем порода перемещается виброустройствами под откос отвала.

На рисунке 2 представлен фрагмент промышленных испытаний вибрационного отвалообразователя.

Рисунок 2 – Фрагмент промышленных испытаний вибрационного отвалообразователя

Развитие автомобильного транспорта для перемещения горной массы в сторону увеличения грузоподъемности и маневренности ведет к необходимости применения отвалообразующей техники, позволяющей удалить место разгрузки автосамосвала от кромки откоса отвала на безопасное расстояние.

Для обеспечения безопасной и высокоэффективной работы автосамосвалов грузоподъемностью до 300 т при формировании отвалов на слабом основании из пород низкой прочности предложен самоходный гидрофицированный вибрационный отвалообразователь (рисунок 3), который состоит из опорной рамы 1, грузонесущего органа 2 с вибрационными транспортирующими устройствами и механизма передвижения 3.

*а* – разгрузка самосвала; б – разгрузка отвалообразователя; 1 – опорная рама; 2 – грузонесущий орган; 3 – механизм передвижения; 4 – автосамосвал; 5, 6 – гидроцилиндры

Рисунок 3 – Схема работы вибрационного отвалообразователя

Отвалообразователь при помощи механизма передвижения 3 устанавливается у кромки откоса отвального яруса на спланированной горизонтальной площадке. Автосамосвал 4 задним ходом приближается к нему до контакта колес с упорами, расположенными внутри грузонесущего органа 2, и производится разгрузка кузова. После его отхода грузонесущий орган 2 при помощи гидроцилиндров 5 поворачивается относительно опорной рамы 1 (рисунок 3 а). Гидроцилиндрами 6 осуществляется перемещение грузонесущего органа в положение разгрузки (рисунок 3 б), включаются вибрационные транспортирующие устройства, и порода под действием сил вибрации и гравитации перемещается под откос отвала. Затем грузонесущий орган гидроцилиндрами возвращается в исходное положение, и осуществляется его загрузка следующим автосамосвалом.

Использование самоходного гидрофицированного вибрационного отвалообразователя позволит:

– повысить безопасность ведения горных работ за счет удаления места разгрузки автосамосвала от кромки откоса отвального яруса на необходимое расстояние;

– осуществить сокращение парка дорогостоящих бульдозеров, тем самым снизить стоимость производства отвальных работ;

– повысить пропускную способность отвального фронта;

– сократить число отвалов и ярусов и увеличить высоту единичного отвального яруса и, как следствие, уменьшить длину автомобильных дорог.

Для бункерных перегрузочных пунктов был создан вибропитатель "Волна – 8". В результате испытаний экспериментальных образцов этих питателей подтверждена целесообразность использования бункеров большой емкости с вибрационным выпуском при погрузке горной массы в средства железнодорожного транспорта экскаватором-драглайном (рисунок 4), а также при перегрузке горной массы из автомобильного в железнодорожный транспорт (рисунок 5). Бункерный перегрузочный пункт обеспечивает фронтальную загрузку думпкара 2ВС-105 с одной стоянки, что позволяет сократить простои локомотивосостава под погрузкой, увеличить сменную производительность автосамосвалов за счет сокращения расстояния транспортирования и устранить ресурсоемкий экскаваторный перегрузочный пункт.

Рисунок 4 – Погрузка горной массы в железнодорожный транспорт экскаватором-драглайном

Следует отметить, что вибрационная техника успешно используется при выпуске хорошо сыпучих сред. В ИГД СО РАН были проведены экспериментальные исследования, подтвердившие возможность вибрационного выпуска из аккумулирующей емкости связных геоматериалов.

Большой объем теоретических и экспериментальных исследований перемещения горной массы с помощью вибролент, имеющийся опыт их проектирования позволяют разрабо-

тать практически любое средство выпуска для замены устаревших питателей, при этом расходы на разработку и изготовление питателя оказываются меньше, чем на восстановление изношенного или снятого с производства оборудования.

Рисунок 5 – Перегрузка горной массы из автомобильного в железнодорожный транспорт

Для использования в качестве источника колебаний рабочих органов вибротранспортирующих машин, стенок бункеров с целью ликвидации зависаний, для уплотнения бетонных смесей и других аналогичных целей в ИГД СО РАН созданы пневматические мембранные вибровозбудители "Напор" (рисунок 6).

Они имеют простую конструкцию: сердечник, корпус и мембраны образуют рабочие камеры для сжатого воздуха, под действием которого сердечник совершает возвратно-поступательное движение. При изготовлении вибровозбудителей предъявляются невысокие требования к точности и чистоте обработки деталей, что определяет их сравнительно малую стоимость, а отсутствие пар скольжения повышает экономичность и долговечность. При работе исключена опасность заклинивания даже при загрязнении и коррозии деталей, поэтому предлагаемые вибровозбудители имеют высокую надежность. Они не нуждаются в смазке, и это дает возможность использовать очищенный сжатый воздух, который не загрязняет окружающую среду масляными аэрозолями.

Рисунок 6 – Пневматический вибровозбудитель "Напор 05-20"

Вибровозбудители генерируют направленную полигармоническую вынуждающую силу и позволяют получить разнообразное сочетание частоты колебаний, энергии ударов и вынуждающей силы, что обеспечивает реализацию оптимальных режимов вибрации для конкретных технологических процессов.

Относительно небольшая высота вибровозбудителей дает возможность применять их в стесненных условиях.

Вибровозбудители "Напор" работают при давлении сжатого воздуха от 0.2 до 0.5 МПа, расход – от 0.5 до 10 $м^3$/мин. Частота колебаний – от 35 до 80 Гц, вынуждающая сила – до 50000 Н, энергия удара – до 200 Дж.

На заводах ЖБИ при разгрузке вагонов-хопперов из-за зависания цемента в зоне выпускного отверстия нарушается непрерывность его перемещения. Самый простой и часто используемый на практике способ ликвидации зависаний - удар по стенке бункера. Однако при этом не только разрушаются хопперы, что сокращает срок их эксплуатации, но из-за нарушения техники безопасности возможны случаи травматизма обслуживающего персонала. В ИГД СО РАН на основе исследования процесса выпуска связных материалов создано вибрационное устройство для интенсификации выпуска цемента из вагонов–хопперов, которое прошло успешные промышленные испытания (рисунок 7).

Рисунок 7 – Устройство для разгрузки вагонов-хопперов в рабочем положении

Устройство включает в себя пневматический вибровозбудитель «Напор 02-10», конструкция которого позволяет длительную безотказную работу в любом пространственном положении, и систему крепления, гарантирующую его контакт со стенкой выпускного люка хоппера. Устройство обеспечивает полную разгрузку хоппера, движение сыпучей массы осуществляется непрерывным потоком без зависаний. Выпуск производился в емкости разного объема с последующим перемещением цемента сжатым воздухом по трубопроводам в силосы.

Представленные результаты исследований, их подтверждение в ходе промышленных испытаний свидетельствуют о целесообразности и перспективности использования вибрационной техники в различных высокоэффективных технологиях.

Работы по созданию самоходного вибрационного отвалообразователя выполняются при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации

Список литературы

1. Интенсификация погрузочно-транспортных работ на карьерах [Текст]/ С.Г. Молотилов, Е.И. Васильев, О.Б. Кортелев и др. – Новосибирск: Изд-во СО РАН – 2000 – 208 с.

2. Тишков А.Я. Вибрационное воздействие на сыпучую среду при выпуске ее из емкости [Текст]/ А.Я. Тишков, Л.И. Гендлина, Ю.И. Еременко, С.Я. Левенсон // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых – 2000 - №1 – С. 55-60.

3. Левенсон С.Я. Интенсификация процесса разгрузки вагонов-хопперов [Текст]/ С.Я. Левенсон, Л.И. Гендлина, А.В. Морозов, В.М. Усольцев // Строительные и дорожные машины – 2011 - №1 – С. 18-19.

УДК 622.273, 622.333

# ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ БЕЗРАЗГРУЗОЧНОГО КОМПЛЕКТА ПЕРЕДВИЖНЫХ ОПОР И МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ С ВЫПУСКОМ

***Федорин В.А., Шахматов В.Я., Варфоломеев Е.Л., Кассина О.В.***
***Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово***

Значительное количество запасов высококачественного коксующегося угля сосредоточено в пологих мощных угольных пластах (около 25 % всех запасов коксующегося угля в Кузбассе). Использование средств комплексной механизации на пластах мощностью более 6,0 м всегда сопряжено с дополнительными проблемами, которые не позволяют достигнуть достаточно высоких технико-экономических показателей и часто приводят к значительным безвозвратным потерям угля в недрах.

В связи с этим проблемы связанные с отработкой комплексно-механизированными забоями мощных пластов угля обуславливают актуальность создания и промышленного освоения других более гибких и, вместе с тем, менее затратных технологий добычи угля, использующих унифицированное оборудование, как для подготовительных, так и для очистных работ, основанных на камерных системах разработки.

Одна из таких камерных систем разработки мощного пласта с использованием для выемки верхнего слоя безразгрузочных комплектов передвижных опор (БКПО) [1, 2] и технологии с выпуском угля в нижнем слое описана ниже.

В приводимой ниже системе разработки для отработки верхнего слоя используется технология с БКПО (рисунок 1) [3].

БКПО включает взаимосвязанную систему механизированной крепи, состоящую из забойной и посадочной секций и роторного транспортного устройства, обеспечивающего перестановку гидроопор при передвижении. Роторное транспортное устройство служит базой БКПО и для обеспечения устойчивости и управляемости снабжено отдельной передвижной опорной платформой, устанавливаемой на почве очистного забоя. БКПО располагается продольной осью в направлении подвигания очистного забоя. В очистном забое располагается ряд БКПО, устанавливаемых с необходимой частотой, в зависимости от тяжести проявлений горного давления. По мере выемки угля в забое передвигается и распирается забойная секция, к которой гидроцилиндром передвижения подтягивается роторное транспортное устройство, с помощью которого затем перемещают гидроопору в направлении от завальной части к забойной, а затем после распора к роторному устройству подтягивают посадочную секцию с необходимой корректировкой в поперечном, вдоль очистного забоя, направлении с помощью домкрата корректировки от сползания секции при наклоне очистного забоя. БКПО обеспечивает надежное поддержание шириной 8-15 м полосы труднообрушаемой кровли в очистном забое, разгрузку краевой части пласта от опасной концентрации напряжений у забоя и снижает вероятность отжима и выброса угля и газа из забоя, оперативное механизированное передвижение БКПО от завала к забою с корректировкой поперечного сползания, а так же повышает безопасность ведения работ и снижает затраты по добыче.

Нижний слой отрабатывается по схеме с выпуском межслоевой пачки угля [4]. Таким образом, пласт угля технологически делится на подкровельный слой, подсечной слой и межслоевую толщу угля, при этом нижний слой отрабатывается и подготавливается после подкровельного слоя. Технология отработки мощного полого угольного пласта представлена на рисунке 2.

Для отработки запасы пласта делятся на выемочные блоки с размерами по падению 90 - 150 м, размер по простиранию определяется по планам горных работ. Подготовка к выемке производится проведением в каждом слое двух выработок. В подкровельном слое вдоль границ блока по падению проводятся транспортный и вентиляционный штреки. Для подготовки

подсечного слоя по почве пласта проводятся конвейерный и вентиляционный (нижнего слоя) штреки. Проведение выработок по слоям производится таким образом, чтобы работы в подкровельном слое оказались над выработками подсечного слоя. Выработки крепятся металлическими анкерами с полимерным закреплением.

Рисунок 1 - Общий вид безразгрузочного комплекта передвижных опор

Как уже упоминалось, отработка верхнего слоя ведётся с использованием БКПО. Таким образом, подкровельный слой отрабатывается широкозахватным очистным забоем с использованием для выемки угля комбайна непрерывного действия типа JOY в комплекте с самоходным вагоном. Ширина захвата составляет 3,0 - 3,5 м. Заходки закладываются от транспортного штрека под прямым углом. Кровля пласта при выемке заходки дополнительно крепится анкерами. Поддержание кровли пласта со стороны выработанного пространства производится при помощи БКПО. Оптимальная ширина закрепленного пространства согласно исследованиям ВНИМИ составляет 6 - 14 м. После проведения заходки на полную длину выемочный комбайн перегоняется на транспортный штрек вслед за этим производится перемещение опор.

Рисунок 2 - Технология отработки мощного пологого угольного пласта с (БКПО) и механизированных крепей с выпуском

Далее цикл работ по выемке полосы угля повторяется. Следует отметить, что использование для отработки верхнего слоя БКПО позволяет сравнительно просто создавать на нём качественное гибкое перекрытие для выемки нижележащей толщи угля. Гибкое перекрытие создаваемое в подкровельном слое способствует повышению уровня безопасности работ и повышению качества добываемого угля.

Принятая система разработки на нижнем слое − длинные столбы по простиранию с выпуском межслоевой толщи. Нарезка выемочных участков производится проходкой вентиляционного и конвейерного штрека с монтажной камерой. Работы по выпуску угля из межслоевой толщи и отработки нижнего слоя осуществляются механизированным комплексом с дозируемым выпуском угля регулируемыми по производительности питателями, установленными в секциях крепи. При этом предварительно подкровельная толща угля разупрочняется методами направленного гидроразрыва или вибросейсмовоздействия. Общий вид крепи представлен на рисунке 3.

Рисунок 3 - Общий вид механизированной крепи с устройством регулируемого выпуска подкровельной (межслоевой) толщи угля на забойный скребковый конвейер

Использование в комплексе средств безвзрывного разупрочнения угольного массива в межслоевой толще способствует управляемому процессу ее разрушения и устраняет возможность возникновения негабаритов в выпускаемой угольной массе.

Наличие в каждой секции крепи комплекса регулируемого питателя специальной конструкции увеличивает в 3,5 раза ширину зоны потока выпускаемого угля, что уменьшает его

потери, разубоживание и позволяют выпускать уголь одновременно из под нескольких секций одновременно, что обеспечит полноту выпуска отрабатываемого пласта.

Подготовленная к выпуску угольная масса угля подкровельной толщи ложится на крепь и заполняет люки крепи. Последовательным или одновременным включением одного или группы питателей производится управляемая дозированная погрузка угля на забойный конвейер, обеспечивая контролируемый площадной выпуск подкровельной толщи угля, что значительно уменьшает потери угля при выпуске. Выпуск угля осуществляется после передвижки секции на 2÷4 ленты в зависимости от ширины комбайновой полосы и крепости угля межслоевой толщи. Добытый уголь после отработки каждого слоя выдаётся на конвейерные штреки подкровельного и подсеченного слоев.

Основные технико-экономические показатели предлагаемой системы разработки приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Технико-экономические показатели

| № | Наименованиепоказателя | Единицы измерения | Показатель |
|---|---|---|---|
| 1 | Коэффициент извлечения | | 0,82 - 0,87 |
| 2 | Численность трудящихся | чел. | 350 |
| 3 | Среднемесячная добыча | тыс. т | 300000 |
| 4 | Производительность труда трудящегося | т/мес. | 800 |

Как видно из таблицы коэффициент извлечения при данной системе разработки по величине, практически, равен достигаемому при отработке пластов длинными столбами по простиранию. При этом издержки на добычу остаются весьма небольшими.

Краткие выводы:

1. Вероятность возникновения эндогенных пожаров в описанной технологической схеме в значительной мере снижена по сравнению с другими вариантами систем разработки, тем не менее, она продолжает оставаться достаточно высокой, поэтому при ведении работ должны предусматриваться специальные противопожарные меры.
2. Результаты расчетов и оценки геомеханического состояния массивов показывают, что при применении широкозахватного комбайна в сочетании с БКПО возможно снижение величины опорного давления на краевую часть угольного пласта.
3. Применение технологической схемы с использованием широкозахватного комбайна снижает опорное давление на угольный пласт по сравнению с лавами, где используется узкозахватный комбайн, однако это достигается за счет увеличения сопротивления крепи в рабочем пространстве широкозахватной очистной лавы.
4. Использование технологических схем отработки с применением крепи типа безразгрузочного комплекта передвижных опор (БКПО), как крепи в виде гидроопор высокого постоянного сопротивления позволяет снизить величину и уменьшить зону распространения опорного давления на угольный пласт по сравнению с лавами, использующими механизированные крепи нарастающего сопротивления.
5. Механизированная крепь для выемки мощных пологих и крутопадающих пластов с регулируемым выпуском угля на забойный конвейер, позволит обеспечить:

− отработку пластов мощностью 3 м и более одним слоем, а также в условиях, где слоевая технология неприемлема;

− отработку пластов с переменной мощностью и углами падения, тектоническими нарушениями, труднообрушаемой кровлей и т.п.;

− извлечение оставленных ранее запасов угля в охранных целиках или в обрушенных пачках;

− снижение опасности самовозгорания угля в результате одноразовой выемки пласта;

− сокращение затрат на подготовку и отработку выемочных участков;

− регулируемый площадной выпуск угля межслоевой толщи, обеспечивающий полноту выпуска угля и снижение потерь;

− снижение затрат на добычу угля и высокие экономические показатели.

Список литературы

1. Ялевский В.Д., Варфоломеев Е.Л. Технология отработки пологих пластов с помощью безразгрузочного комплекта передвижных опор (БКПО) // Уголь. – 2005. - № 2. - С.52 – 53.

2. Варфоломеев Е.Л., Гречишкин П.В. Длиннокамерная технология отработки пологих угольных пластов // Горный информационно-аналитический бюллетень.- М.: МГГУ.- 2008.- №7.- С. 286-290.

3. Варфоломеев Е.Л. Технология отработки мощных пологих пластов с помощью безразгрузочного комплекта передвижных опор (БКПО) // Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности: Труды VII международной научно-практической конференции – Кемерово: ННЦ ГП – ИГД им. А.А. Скочинского, ИУУ СО РАН, КузГТУ, ЗАО КВК «Экспо-Сибирь», 2005. – с. 149-153.

4. Клишин В.И., Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля / В.И. Клишин, Ю.С. Фокин, Д.И. Кокоулин, Б. Кубанычбек уулу. – Новосибирск: Наука, 2007. – 135 с.

УДК 621.311.22:622.7.002.68:662.654

## ОТХОДЫ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ – КАК СЫРЬЕВАЯ БАЗА ДЛЯ СОЗДАНИЯ ЭНЕРГОГЕНЕРИРУЮЩИХ КОМПЛЕКСОВ

***[1]Мочалов С.П., [2]Ивушкин А.А., [1]Мышляев Л.П., [2]Венгер К.Г., [2]Чичиндаев М.Г., [1]Куценко А.И.***

***1 - Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк***

***2 – ООО "Объединенная компания "Сибшахтострой" г. Новокузнецк***

Каменный уголь является одним из главных и наиболее дешевых энергоносителей, используемых для сжигания в теплогенерирующих агрегатах различных отраслей промышленности и в жилищно-коммунальном хозяйстве страны. В последнее десятилетие все более четко прослеживается тенденция замещения углеводородного жидкого и газообразного топлив на каменный уголь, что связано с высокой дефицитностью угля и постоянно растущими ценами. Увеличиваются удельная доля в топливном балансе и объемы использования угля в стране. Об этом же свидетельствуют постоянно растущие объемы добычи угля в целом по стране, и особенно в Кузбассе, являющимся одним из основных поставщиков энергетических марок угля [1].

Высокие требования потребителей к качеству угля способствуют развитию углеобогащения. За последние годы только в Кузбассе введено в строй более 10 углеобогатительных фабрик. Отличительными особенностями новых фабрик являются применение замкнутого водошламового цикла и отсутствие отделений термической сушки. Вместе с тем, при обогащении образуется 0,5÷7% от переработанного угля тонкодисперсных отходов с влажностью 20 ÷ 45% и зольностью от 18 до 60%. В настоящее время данный продукт не реализуется и сбрасывается в отвалы.

Количество таких отходов только в Кузбассе составляет свыше 150 млн. т и продолжает непрерывно возрастать более чем на 150 т в сутки. В результате усугубляется и без того неблагоприятная экологическая обстановка в регионе, а также безвозвратно теряются миллионы тонн добытого угля.

Утилизация углесодержащих отходов производится, как правило, наиболее примитивным образом. Воды шахтного притока, технологические воды обогатительных фабрик с мелкими угольными частицами сбрасываются в поверхностные отстойники, которые периодически чистятся механогидравлическим способом, а повторно добытые угольные шламы либо сбрасываются в отработанные выработки шахт, либо в ближайшие овраги и водоемы. В отдельных случаях производится обезвоживание отходов флотации и их складирование на свободных площадях.

Указанная проблема присуща всем угледобывающим регионам России.

Наиболее эффективным направлением утилизации отходов углеобогащения является их сжигание в виде водоугольных суспензий. В этом случае обеспечивается использование всего добытого угля по его прямому назначению, а образующаяся при сжигании зола является хорошим строительным материалом. В результате появляется возможность существенно сократить объемы площадей, занятых гидроотвалами и отстойниками, и рекультивировать нарушенные земли.

В настоящее время в области утилизации углесодержащих отходов наметились следующие тенденции развития технологии.

1. Приготовление суспензионного угольного топлива на основе тонкодисперсных отходов углеобогащения и его утилизации путем сжигания в котлах большой мощности как дополнительного топлива.

2. Приготовление композиционных суспензий, где вместо угольного сырья (или вместе с ним) используются другие составляющие, например нефтепродукты или гидрофуз. Такие суспензии имеют более высокую теплоту сгорания по сравнению с угольными суспензиями, более низкую температуру воспламенения и, как следствие, более устойчивый режим горения. Однако себестоимость таких топлив из-за высокой стоимости составляющих существенно выше угольных суспензий, соответственно выше и сроки окупаемости таких установок.

3. Применение при сжигании топлив в котлах методом кипящего слоя и циркуляционного слоя. При данных методах достигается высокая полнота выгорания, причем топливо может быть как в виде жидкой суспензии, так и в сухом сыпучем виде. Недостатками таких способов сжигания являются относительно высокая стоимость реконструкции котлов, сложный и узкий диапазон регулирования режимов горения, высокий расход энергии на собственные нужды.

Предлагаемый проект соответствует современным тенденциям развития науки и техники в области комплексной утилизации отходов углеобогащения. Это подтверждается тем, что большой интерес проявлен к разрабатываемым технологическим и техническим решениям со стороны таких угледобывающих стран, как Украина, Монголия, Казахстан, Вьетнам, Болгария и др.

В последние годы ООО «ОК «Сибшахтострой», ЗАО НПП «Сибэкотехника» и учеными СибГИУ были выполнены и реализованы рабочие проекты по созданию котельных с котлами с вихревой системой сжигания дробленого угля, пилотные проекты по приготовлению и сжиганию ВУТ на основе угольных шламов (г.Темиртау, Казахстан; г.Ханой, Вьетнам; г.Габрово, Болгария; г.Улан-Батор, Монголия) [2].

СибГИУ совместно с ООО «ОК «Сибшахтострой» и при поддержке Минобрнауки России реализует комплексный проект по созданию высокотехнологичного производства. Целью данного проекта является разработка принципиально новой энергоэффективной, ресурсосберегающей и экологически чистой технологии подготовки и сжигания суспензионного угольного топлива, приготовленного на основе отходов углеобогащения, и создание пилотного автоматизированного энергогенерирующего комплекса, включающего: отделение приготовления суспензионного топлива на основе отходов углеобогащения; котельное отделение со специализированными котлами для сжигания полученного топлива; турбинное отделение мощностью 1,2 МВт.

В настоящее время на площадях СибГИУ создана экспериментальная лаборатория, в которой исследуются и отрабатываются новые технологические решения по:

– технологии переработки угля, обеспечивающей комплексное использование всех выпускаемых продуктов, в том числе высоковлажных и высокозольных угольных шламов;

– малоэнергоемкой технологии приготовления ВУТ из отходов углеобогащения;

– технологии низкотемпературного вихревого сжигания ВУТ.

Кроме того, в ходе реализации проекта создается новое специальное и высокотехнологичное оборудование по разрабатываемой конструкторской документации:

– реактор-смеситель, позволяющий добиться пульсирующей компрессии в перемешиваемой смеси, благодаря чему происходит не только физическое перемешивание частиц компонентов смеси, но и химическое взаимодействие между ними;

– комплекс оборудования для приготовления раствора пластифицирующей добавки;

– фильтр грубой очистки для удаления из топлива крупных частиц угля, породы и посторонних предметов;

– насос-активатор для механической активации суспензионного топлива;

– вихревая камера для реализации вихревой системы сжигания суспензионного топлива в котле;

– горелочные устройства с пневмомеханическими форсунками;

– паровой котел с устройством для розжига и стабилизации горения и вихревой системой сжигания суспензионного угольного топлива;

– комплекс оборудования для двухступенчатой системы пылеулавливания, включающий агрегат, работающий на эффекте Коанда и тканевый фильтр с металлической сеткой.

Указанное оборудование не выпускается серийно и не имеет аналогов.

После лабораторных исследований будут начаты работы по созданию комплекта проектно-конструкторской документации на создание пилотного энергогенерирующего комплекса мощностью 1,2 МВт, работающего на отходах углеобогащения.

Энергогенерирующий комплекс будет состоять из следующих блоков: отделение приготовления топлива на основе отходов углеобогащения, котельное отделение, турбинное отделение. Характеристика проектных показателей разрабатываемой технологии и энергогенерирующего комплекса представлена в таблице 1.

Таблица 1 – Значения показателей технологии и пилотного автоматизированного энергогенерирующего комплекса

| Показатель | Единица измерения | Значение |
|---|---|---|
| ***1. Суспензионное угольное топливо*** | | |
| Массовая доля твердой фазы | % | до 70 |
| Зольность | % | 40 |
| Низшая теплота сгорания | ккал/кг | 2500 |
| Гранулометрический состав<br>+ 0,250 мм<br>- 0,071 мм | <br>%<br>% | <br>до 5<br>60÷80 |
| Реологические показатели: | | |
| эффективная вязкость при скорости сдвига 81 $с^{-1}$ при t = 20 $^0$С | МПа·с | не более 1000 |
| индекс потока | – | 0,93÷1,04 |
| коэффициент консистентности | Па·$с^n$ | 0,43÷1,11 |
| статическая стабильность | сут. | не менее 30 |
| Энергоемкость приготовления топлива | кВт·ч/т | 10 |

| Показатель | Единица измерения | Значение |
|---|---|---|
| ***2. Энергогенерирующий комплекс*** | | |
| Выработка электроэнергии | МВт·ч/год | 10512 |
| Выработка тепловой энергии | Гкал/год | 40000 |
| Потребность в суспензионном топливе (общая) | т/год | 31000 |
| КПД котлоагрегата | % | 85 |
| Эффективность сжигания | % | 98 |
| Удельный расход топлива | т/МВт·ч | 1,04 |
| Удельный расход топлива | т/Гкал | 0,47 |
| Потребность в исходных материалах: | | |
| отходы углеобогащения | т/год | 30000 |
| реагент-пластификатор | т/год | 210 |
| техническая вода | $м^3$/год | 710 |
| Себестоимость приготовления ВУТ | руб./т | 90 |
| Себестоимость электроэнергии | руб./кВт·ч | 0,50 |
| Себестоимость тепловой энергии | руб./Гкал | 242 |

Реализация данного проекта позволит решить проблему утилизации фильтр-кека на углеобогатительных фабриках.

*Работа выполнена в рамках реализации Минобрнаукой России проекта развития кооперации российских вузов и производственных предприятий по созданию высокотехнологичного производства. Шифр 2010-218-02-174.*

Список литературы

1. Забродин А.Г. Перспективы применения водотопливных эмульсий и устройство для обеспечения их сжигания // Соврем. технологии в машиностроении: сб. ст. XIII междунар. науч.-практ. конф. – Пенза: ПДЗ, 2009. – С.202.
2. Ивушкин А.А. Разработка мини-ТЭЦ на отходах углеобогащения / А.А. Ивушкин, К.Г. Венгер, С.П.Мочалов, В.И. Мурко и др. // Ежемесячный научно-технический и производственно-экономический журнал «Уголь», №12. – 2010. – с. 67-68.

УДК 622.23:52

## НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ПОДЗЕМНОЙ ТЕХНОЛОГИИ РОБОТИЗИРОВАННОЙ ВЫЕМКИ УГЛЯ

***Фрянов В.Н., Павлова Л.Д.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

В 2009 году авторы опубликовали статью, в которой обоснованы перспективные направления исследования и совершенствования технологии подземной угледобычи [1]. В статье доказана актуальность постепенной замены людей, работающих в травмоопасных участках шахты, роботами и роботизированными техническими устройствами и системами. В соответствии с разработанной в статье программой исследований, в рамках научной школы по горному направлению, развиваемой в Сибирском государственном индустриальном университете, проводятся аспирантами и соискателями поисковые исследования.

За два года получены предварительные результаты, которые позволяют разработать альтернативные эскизные варианты технологической системы шахты (ТСШ) нового технического уровня.

Концепция и принципы системного подхода для анализа и выбора направлений развития угольных шахт разработаны в России и за рубежом в фундаментальных работах основоположников горной науки и практики [2-6 и др.].

В соответствии с методологией системного подхода возможны следующие варианты создания роботизированной шахты:

1) Вариант «Новое строительство роботизированной шахты» (НСРШ), включающий проведение научных исследований, проектирование и строительство новой роботизированной шахты с полным набором элементов автоматизации и роботизации.

2) Вариант «Техническое перевооружение действующей шахты в роботизированную» (ТПРШ), включающий постепенную замену технических устройств и элементов действующих шахт с традиционной технологией на роботизированную технику с изменением технологических элементов шахты, обеспечивающих эффективную эксплуатацию роботов и роботизированных систем.

Создание роботизированной шахты по первому варианту по срокам строительства и окупаемости инвестиций в современных экономических условиях может быть нерациональным, так как необходимо проведение поисковых и фундаментальных научных исследований, результаты которых используются для разработки роботизированных систем, их опытно-промышленной эксплуатации, оценки эффективности по капитальным вложениям и эксплуатационным затратам. Важным фактором, ограничивающим создание роботизированной шахты по первому варианту, является высокий риск инвестиционных проектов. Это связано как с неустойчивой динамикой угольного рынка, так и не подтверждённой на практике эффективностью применения роботизированных систем по сравнению с традиционными технологиями.

Из опыта строительства и эксплуатации гидрошахт Кузбасса («Юбилейная», «Грамотеинская 3-4», «Заречная» и др.) и шахт с традиционной технологией («Распадская», «Полосухинская», «Нагорная» и др.) следует, что влияние угольного рынка должно быть учтено на весь период строительства и эксплуатации шахты. Например, в методике технико-экономического обоснования строительства гидрошахт, базирующейся на приведённой трудоёмкости [7, 8], не были учтены факторы, характерные для рыночной экономики: рост стоимости электроэнергии, низкая коммерческая цена на рынке измельчённого угля, отсутствие потребителей угольной пульпы; дополнительные затраты на обезвоживание угля и др. С учётом указанных недостатков в процессе реструктуризации угольной отрасли почти все гидрошахты прекратили существование или были реконструированы для добычи угля по традиционным технологиям.

Новые шахты, добывающие уголь по традиционным технологиям, оказались более адаптивными к современным рыночным условиям, зарубежным технологиям и техническим устройствам. Согласно [9] на шахтах с традиционной технологией нагрузка на очистной комплексно-механизированный забой возросла в период 1985-2009 гг. с 787 до 3303 т/сутки, а производительность труда рабочего по добыче увеличилась с 87,9 (1998 г.) до 205,7 (2009 г.) т/сутки.

Таким образом, при выборе первого варианта создания роботизированной шахты необходимо провести технико-экономического обоснование инвестиционного проекта с учётом динамики угольного рынка, потенциальных потребителей угольной продукции, а также требований социальной, промышленной и экологической безопасности в соответствии с «Энергетической стратегией Российской федерации на период до 2030 года». Однако следует отметить, что в случае удачной реализации инвестиционного проекта по новому строительству роботизированной шахты, обеспечивается создание прорывной технологии современности (high technology), что является важнейшим звеном научно-технической революции на современном этапе развития экономики России.

При выборе стратегии создания роботизированной шахты по второму варианту «Техническое перевооружение действующей шахты в роботизированную» реализуются концепция и принципы, которые широко используются при модернизации действующего производства. По оценкам [9] производственные мощности угольных шахт в период 2002 - 2009 гг. увеличились на 100 млн.т, с учётом выбытия 128,7 млн.т., то есть происходит постоянное изменение состояния производственных мощностей и совершенствование шахтного фонда посредством освоения нижних горизонтов, вовлечения в отработку нижележащих пластов, замены горно-шахтного оборудования. При этом разрабатывается дополнительная проектная документация в виде корректировок и дополнений к действующим проектам. В этих условиях складывается благоприятная ситуация для проведения научных исследований и внедрения роботизированной технологии на отдельных локальных участках шахтного поля.

Общий методический подход пионерного освоения новых технологий разработан в прошлом веке под руководством В.Д. Ялевского [6] и А.Е. Гонтова [11, 12]. Деление шахтного поля по периодам освоения на блоки, среди которых первыми отрабатываются пионерные блоки по новым технологиям, и, при положительных результатах, эти технологии используются для отработки угольных пластов в других блоках. При таком подходе к отработке угольных пластов в пределах горного отвода возможно поэтапное проведение исследований, опытно-промышленное испытание роботизированных комплексов и технологии роботизированной выемки.

Кроме указанных следует выделить следующие преимущества второго варианта создания роботизированной шахты в пределах горного отвода действующей шахты:

− минимизация инвестиционного риска при неподтверждении проектных показателей, так как затраты на строительство горных объектов для реализации роботизированной технологии в пределах одного блока будут существенно ниже по сравнению с инвестициями, необходимыми для нового строительства всей роботизированной шахты;

− по мере последовательной отработки блоков в пределах шахтного поля накапливается производственный опыт, необходимый для разработки проектно-конструкторской документации, совершенствования техники и технологии роботизированной выемки угольных пластов в пределах следующих блоков.

Основными травмоопасными элементами технологической системы шахты являются очистные и подготовительные забои. Для отработки пологих угольных пластов тонких и средней мощности за рубежом (и на некоторых шахтах России) разработаны и применяются автоматизированные системы мониторинга и управления технологическими процессами в длинных очистных забоях [13], которые можно рассматривать как элемент роботизированной шахты.

Однако большая часть балансовых запасов в пределах горного отвода шахты не отрабатывается, так как по горно-геологическим параметрам (углу падения, геологическим нарушениям, форме и размерам выемочных участков и полей, переменной мощности, твёрдым включениям и др.) не соответствует условиям применения систем разработки с длинными комплексно-механизированными забоями. Область применения автоматизированных систем мониторинга и управления технологическими процессами на участках пластов, характеризующихся указанными осложнениями, существенно ограничена.

Одним из перспективных направлений применения роботизированной технологии выемки угольных пластов в сложных горно-геологических условиях является использование короткозабойных систем разработки: скважинной, камерной, камерно-столбовой, короткими столбами. Указанные системы разработки включают проведение выемочных выработок, проходка которых может осуществляться роботизированными комплексами. Следовательно, создание роботизированных комплексов для ведения очистных работ в коротких забоях позволит решить проблему дистанционного проведения подготовительных выработок с помощью проходческих роботов. Таким образом, применение короткозабойных технологий не только обеспечит отработку угольных пластов в сложных горно-геологических условиях при

различных формах и размерах выемочного участка, но и позволит унифицировать оборудование и технические устройства для всей шахты.

Для обоснования технологических требований к выемочному роботу и разработки конструкторской документации для его изготовления необходимо провести моделирование условий работы автономной, дистанционно управляемой выемочной машины.

На рисунке 1 приведён общий вид камерно-столбовой системы разработки выемочного участка [7, 14]. Выемочный участок подготавливается вентиляционным (2) и транспортным (3) штреками, которые проводятся от бремсбергов или уклонов (6). Выемочный робот прямым узким ходом от транспортного штрека проходит выемочную печь. После проведения печи до вентиляционного штрека на выемочный агрегат навешиваются (или выдвигаются автоматически) расширители, с помощью которых обратным ходом осуществляется выемка угля в камере до полного проектного сечения.

К1, К2, К3, К4 – номера камер; 1 – выработанное пространство верхнего выемочного столба; 2 – вентиляционный штрек, 3 – транспортный штрек, 4 – выемочный робот; 5 выемочная печь, 6 - подготавливающие выработки; 7 – проходческий забой

Рисунок 1 – Вариант камерно-столбовой системы разработки

При обосновании ширины камеры и угольных целиков, а также длины камеры необходимо учитывать следующие ограничения:

− время отработки угля в камере (время пребывания робота в камере) не должно превышать времени сохранения устойчивых обнажений пород кровли;

− смещения пород кровли во время пребывания робота в камере не должно превышать критического;

− ресурсы робота и систем его жизнеобеспечения должны быть больше времени нахождения робота в камере.

Указанные условия можно записать в виде следующих неравенств:

$$T = \frac{Lh_П b_П \gamma}{P_П} + t_p + \frac{Lh_К (b_К - b_П)\gamma}{P_К} + t_П \le T_{уст}, \qquad (1)$$

где $T$ - время отработки камеры, час; $L$ – длина камеры, м; $h_П$, $h_k$ – высота печи и камеры соответственно, м; $b_П$, $b_k$ – ширина печи и камеры соответственно, м; $\gamma$ - плотность угля, т/м$^3$; $P_П$, $P_К$ – производительность выемочного робота при проходке печи и расширении камеры соответственно, т/час; $t_p$ – время на установку или выдвижение расширителей робота после проведения печи перед началом расширения камеры обратным ходом, час; $t_П$ – время, необходимое для выполнения подготовительно-заключительных операций и технологических простоев, час; $T_{уст}$ – время сохранения кровли в устойчивом состоянии, час.

Тогда максимальную длину камеры можно определить по формуле

$$L = \frac{T_{уст} - t_p - t_п}{\gamma\left[\frac{h_п b_п}{P_п} + \frac{h_к (b_к - b_п)}{P_к}\right]}. \qquad (2)$$

Для применения формулы (2) необходимо определить максимальное время, в течение которого кровля сохраняет устойчивость ($T_{уст}$). Этот параметр существенно зависит от эффективности и безопасности геомеханической системы «породы кровли в камерах – остаточная прочность податливых угольных целиков».

Для исследования влияния горно-геологических и горнотехнических факторов на геомеханические параметры камерной системы разработки проведено имитационное моделирование движения очистных работ (камер). В процессе имитации изменялась длина выработанного пространства по простиранию пласта, на рисунке 2 направление изменения длины выработанного пространства показано стрелкой. Схемы формирования очистного выработанного пространства в выемочном участке приведены на рисунке 2. В таблице 1 представлены параметры расчетных схем.

По результатам моделирования определены вертикальные и горизонтальные напряжения по продольной оси каждого целика, а также коэффициенты остаточной прочности угля в целиках. В качестве примера на рисунке 3 приведены графики зависимости вертикальных напряжений по продольным осям угольных целиков при ширине целика 5 м и длине выработанного пространства 70 м. Согласно графикам на рисунке 3 наибольшая нагрузка на угольные целики наблюдается в середине выработанного пространства, где вертикальные напряжения превышают предел прочности угля при сжатии. В краевых участках пласта, ниже конвейерного штрека и выше вентиляционного штрека вертикальные напряжения резко снижаются и приближаются к напряжениям в нетронутом массиве.

На рисунке 4 приведены графики изменения коэффициента концентрации вертикальных напряжений. Из графиков следует, что при увеличении ширины выработанного пространства нагрузка на угольные целики возрастает почти линейно, коэффициент концентрации вертикальных напряжений увеличивается в обратно пропорциональной зависимости от ширины целика, то есть при уменьшении ширины целика вертикальное давление возрастает и повышается вероятность разрушения угля в целике.

а - 2 камеры; б - 4 камеры; в - 6 камер; г - 8 камер

Рисунок 2 – Схемы формирования очистного выработанного пространства в выемочном участке

Таблица 1 – Параметры расчетных схем

| Ширина целика, м | Длина выработанного пространства, м | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 3 | 23 | 36 | 49 | 62 | 75 | 88 | 101 |
| 4 | 24 | 38 | 52 | 66 | 80 | 94 | 108 |
| 5 | 25 | 40 | 55 | 70 | 85 | 100 | 115 |

Рисунок 3 – Графики зависимости вертикальных напряжений по продольным осям угольных целиков

Согласно графикам изменения коэффициента бокового распора (рисунок 5) установлено, что при уменьшении ширины целика коэффициент бокового распора снижается почти линейно. С увеличением ширины целика напряженно-деформированное состояние постепенно переходит от двумерного к объёмному. В узком целике процесс деформирования аналогичен деформированию при испытании углей на одноосное сжатие. Вероятность возникновения горных ударов или внезапных выбросов угля в таких целиках низкая.

Рисунок 4 – Графики изменения коэффициента концентрации вертикальных напряжений

При увеличении ширины целика в его середине (ядре) возникает объемное НДС. В этом ядре возможно накопление большой потенциальной энергии, которая может преобразоваться в кинетическую при горном ударе. Следует так же отметить, что при узких податливых целиках кровля пласта плавно опускается без деформирования концентраторов напряжений. Соответственно наклоны и кривизна кровли будет меньше критических. При широких целиках наоборот, кровля прогибается неравномерно, её наклон и кривизна может превышать критические и возможно образование «заколов» пород кровли.

Рисунок 5 – Графики изменения коэффициента бокового распора

Наиболее информативным для оценки устойчивости угольных целиков и пород кровли в камерах является коэффициент остаточной прочности, который определяется на основе сравнения напряженного состояния в углепородном массиве, возникающего под влиянием дополнительного горного давления, относительно предельного напряженного состояния, вычисленного на основе обобщенного критерия Кулона-Мизеса. В исследованиях, проведенных Л.Д. Павловой [14], установлены следующие значения коэффициента остаточной прочности $k_p$ для определения границ зоны поврежденных и разрушенных пород: $k_p \geq 1$ - зона неповрежденных пород; $0{,}7 \leq k_p < 1$ - зона поврежденных пород; $0{,}3 \leq k_p < 0{,}7$ – зона дезинтегрированной на блоки породы; $k_p < 0{,}3$ – зона сыпучих пород.

На рисунке 6 приведены графики изменения остаточной прочности в междукамерных угольных целиках. Как следует из графиков, угольные целики шириной 5 м сохраняют устойчивость при длине выработанного пространства до 120 м, целики шириной 4 м сохраняют устойчивость при длине выработанного пространства до 50 м, а целики шириной 3 м разрушаются после проведения второй камеры (рисунок 2 а, камера 02).

Зоны поврежденных пород кровли при глубине разработки 200 м и коэффициенте крепости пород кровли $f$=4 не выявлено. Поэтому для оценки устойчивости непосредственной кровли были изменены условия моделирования: глубина разработки принята 400 м, коэффициент прочности пород кровли $f$=2.

По результатам моделирования установлено, что закономерности деформирования междукамерных угольных целиков при глубине разработки 200 м и 400 м аналогичны. При увеличении количества камер до трех и более выявлены разрушения пород кровли в камерах (рисунок 7), то есть возможно образование заколов и вывалов пород, что исключает применение роботизированных комплексов при камерной системе разработки. Однако в соответствии со значениями коэффициента остаточной прочности (0,8-1,0), породы кровли сохраняют 80-90% первоначальной прочности, то есть при малом количестве камер вероятность обрушения кровли в них не высока.

Рисунок 6 – Графики изменения коэффициента остаточной прочности угля в междукамерных целиках

В этих условиях рекомендуется через каждые 3 - 4 камеры оставлять барьерные целики или применять камерно-столбовую систему разработки. Указанные выводы предлагается использовать в качестве технологических требований к выемочному роботу.

Рисунок 7 – Изолинии распределения коэффициента остаточной прочности в непосредственной кровле

Другим критерием оценки устойчивости кровли являются ее смещения, которые определяются с учетом изменения прочностных и деформационных свойств пород в зоне влияния очистных камер. Интегральным показателем такого изменения является коэффициент остаточной прочности. Использование этого коэффициента позволяет уменьшить модуль деформации угля и пород с учетом влияния функции времени при решении упругопластической задачи и получить смещения пород кровли, соответствующие результатам натурных наблюдений. Натурные измерения смещений должны осуществляться посредством мониторинга, с помощью датчиков деформаций, встроенных в роботизированную систему, а также дистанционно геофизическими методами.

На рисунке 8 приведены графики вертикальных смещений пород кровли, согласно которым упруго-пластические смещения существенно превышают упругие.

Это подтверждает, что использование только результатов упругого решения не всегда обеспечивает соответствие прогнозируемых параметров фактическим. Согласно графикам время отработки камеры должно быть таким, чтобы смещения пород кровли не превышали предельных (по данным ВНИМИ – не более 50мм).

а

б

в

Рисунок 8- Графики изменения вертикальных смещений пород кровли при камерной системе отработки: а – 2 камеры, б – 3 камеры, в – 4 камеры

Таким образом для предпроектных исследований вариантов и области применения работизированной технологии отработки угольных месторождений необходима разработка методики определения оптимальных технологических и геомеханических параметров. Предварительными исследованиями распределения параметров напряженно-деформированного состояния углепородного массива в зоне влияния камер установлено, что существует область рационального применения короткозабойных технологий, в пределах которой обеспечиваются минимальные смещения пород кровли на податливых целиках, и возможна эффективная и безопасная отработка пластов с использованием средств мониторинга.

Для конструирования выемочного работа обоснованы следующие технологические требования:

− производительность агрегата должна обеспечить выемку камеры в пределах времени сохранения устойчивости пород кровли. При увеличении количества камер и выявлении в последней из них остаточной прочности кровли ниже 0,7 относительно исходной рекомендуется оставлять барьерные целики;

− для реализации системы мониторинга предлагается оснащать роботизированные системы выемки датчиками, в том числе геофизическими.

*Работа выполнена при финансовой поддержке ФЦП по контракту №16.740.11.0186.*

Список литературы

1. Фрянов В.Н. Перспективные направления исследования технологии подземной угледобычи [Текст]/ В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб.науч. статей. Новокузнецк: 2009. –С. 5-13.

2. Мельников Н.В. Научные основы оптимизации использования полезных ископаемых и охраны недр [Текст] /Н.В. Мельников// СФТГП АН СССР. – 1977. – С. 37-38.

3. Агошков М.И. Состояние и пути решения проблемы рационального использования и охраны недр [Текст] /М.И. Агошков, В.П. Рыжов//Горная наука и рациональное использование минерально-сырьевых ресурсов. – М.: Наука - 1978. – С.179-184.

4. Судоплатов А.П. Угольная промышленность СССР [Текст] /А.П. Судоплатов. – М.: Углетехиздат, – 1956. – 68с.

5. Вылегжанин В.Н. Адаптивное управление подземной технологией добычи угля/В.Н. Вылегжанин, Э.И. Витковский, В.П. Потапов. – Новосибирск: Наука, 1987. – 232с.

6. Ялевский В.Д. Модульные горнотехнологические структуры вскрытия и подготовки шахтных полей Кузбасса. (Теория. Опыт. Проекты) [Текст] /В.Д. Ялевский, В.А. Федорин.- Кемерово: Кузбассвузиздат, 2000.- 224с.

7. Мучник В.С. Опыт подземной добычи гидравлическим способом и пути его совершенствования [Текст] / В.С.Мучник. – М.: Углетехиздат, 1956. – 30с.

8. Мучник В.С. Подземная гидравлическая добыча угля [Текст]/ В.С.Мучник, Э.Б.Голланд, М.Н.Маркус. – М.: Недра, 1986. – 223с.

9. Уголь в экономике России [Текст]/ Г.Л. Краснянский [и др.]; под ред. Г.Л. Краснянского. – М.: Экономика, 2010. – 383 с.

10. Энергетическая стратегия Российской федерации на период до 2030 года [Текст]/ Утверждена распоряжением Правительства Российской Федерации от 13 ноября 2009 г. №1715-р.

11. А.с. 1259008 СССР, МКИ Е21С 41/04. Способ отработки месторождений полезных ископаемых / В.В. Ржевский, А.Е. Гонтов, Б.П. Синюков и др. - №3894640; Заявл. 07.05.85; Опубл. Б.И., 1986, №35.

12. Гонтов А.Е. Динамическое проектирование, строительство и эксплуатация гидрошахт / А.Е.Гонтов // Уголь. – 1986. - №5. – С.45-48.

13. Ройтер М. Автоматизация технологических процессов в лавах с интегрированным геомеханическим прогнозом опасности [Текст]/ М. Ройтер, В. Курфюрст, Ю. Векслер //Горная техника. Каталог-справочник.– 2008.–С. 54-60.

14. Павлова Л.Д. Моделирование геомеханических процессов в разрушаемом углепородном массиве / Л.Д. Павлова – Новокузнецк: СибГИУ 2005. – 239 с.

15. Методика выбора рациональных параметров технологических схем очистной выемки пологих угольных пластов гидрошахт Кузбасса. – Новокузнецк: ВНИИгидроуголь, 1988. – 139 с.

УДК 622.274.034

# НОВАЯ КОНЦЕПЦИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ И БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВЫЕМКЕ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ УГЛЯ

***Николаев А.В.***
***ОАО «ОУК «Южкузбассуголь»***
***г. Новокузнецк***

В настоящее время угледобывающий Кузбасс на четверть представлен отрабатываемыми пластами мощностью 6,5м и более [1].

Залегание мощных пологих пластов часто сопровождается наличием крепких и устойчивых вмещающих пород, а также повышенной природной газоносностью, что является дополнительным сдерживающим фактором при их разработке.

В целом совершенствование систем разработки мощных пологих пластов ведется по трем основным направлениям: выемка на полную мощность; выемка наклонными слоями; выемка с выпуском угольной потолочины.

Выемка пластов на полную мощность при мощности 5м и более сопряжена с рядом трудностей: большой площадью газовыделения, отжимом угля из забоя, сложностью монтажных и демонтажных работ, динамическими воздействиями на механизированную крепь со стороны обрушенных пород кровли. Также имеет место ограничение вынимаемой мощности до 5м [2].

Слоевые системы разработки мощных пологих пластов характеризуются большим удельным объемом подготовительных работ, потерями в целиках и межслоевых пачках, рисками самовозгорания угля, а также затратами на поддержание подготовительных выработок.

Системы с выпуском угля связаны с трудоемкостью разупрочнения подкровельной толщи и подготовки ее к выпуску, рисками эндогенной пожароопасности.

Принимая во внимание экономическую составляющую при ведении горных работ, а также безусловное выполнение мероприятий по разупрочнению и дезинтеграции подкровельной толщи, инертизации выработанного пространства и полного комплекса мер по дегазации, системы разработки с выпуском угольной потолочины выгодно отличаются от слоевых систем разработки мощных пологих пластов.

Актуальность и преимущества системы разработки с выпуском угольных толщ доказывается ее распространенностью на шахтах Китая, Австралии и других стран. Данная технология освоена специалистами шахты «Ольжерасская-Новая» [1] и планируется на шахте «Сибиргинская» [3], а также принята для отработки мощного пласта в условиях Элегестского месторождения [4].

Однако технологии разработки мощных пологих пластов, наряду с присущими им достоинствами, обладают рядом специфических недостатков. В частности, при разработке мощных пологих пластов с выпуском угольной потолочины имеет место ограниченность размера потока выпускаемого угля. Это увеличивает потери и зольность, особенно при крепких углях, толща которых характеризуется крупноблочным обрушением.

Оптимизация потока угля при выпуске подкровельной толщи может быть реализована:

- созданием над крепью зоны обрушения и дробления угольных негабаритов;
- увеличением размеров и количества выпускных окон;
- созданием условий беспрепятственного прохождения потока угольной массы через выпускные окна;
- наличием дополнительных средств механизации процесса дробления угля подкровельной толщи и пород кровли.

Для осуществления данных принципов предлагается механизированная крепь [5], конструктивно имеющая две части: переднюю (поддерживающую) и заднюю (выпускную) (рисунок 1).

В основе предлагаемой крепи положена идея создания очистного механизированного комплекса для выемки угля и выпуска подкровельной толщи, обладающим максимальным комплектом средств воздействия на углепородный массив с целью эффективного разрушения и полноты выемки полезного ископаемого в пределах выемочного участка.

Также данная идея заключается в создании универсального средства выемки пологих пластов средней мощности и мощных по системе разработки длинными столбами с полным обрушением пород кровли (ДСО), как с выпуском угольной потолочины, так и без выпуска.

Рисунок 1 - Рабочая 3D-модель механизированной крепи (общий вид в графическом редакторе AutoCAD)

Выпускная часть имеет меньшую, чем поддерживающая часть высоту. Таким образом, двухуровневое уступное перекрытие обеспечивает наличие зоны дробления обрушающихся угольных негабаритов.

Разрыхляющие элементы и завальный скалыватель обеспечивают разупрочнение угольной потолочины и дробление угля над перекрытием выпускной части крепи.

В целях обеспечения площадности выпуска (рисунок 2), оптимальных размеров зоны выпуска и увеличения размеров выпускных окон предлагается шаг установки секций крепи 2,0м при ширине секции 1,9м и ширине выпускного окна 0,9м. Также рассмотрен альтернативный вариант исполнения секции механизированной крепи с шагом установки 3,0м.

Создание условий беспрепятственного прохождения горной массы через выпускной люк включает в себя не только увеличение его размеров, но и изменение геометрических параметров выпускного лотка. Траектория пути выпускаемого угля по лотку от верхней кромки перекрытия выпускной части крепи до рабочей ветви завального конвейера должна быть близкой к брахистохроне – кривой, обеспечивающей минимальный промежуток времени ее прохождения.

Модель крепи разработана в соответствии с требованиями ГОСТ Р 52152-2003 «Крепи механизированные для лав», «Нормативов по безопасности забойных машин и комплексов», «Правил безопасности в угольных шахтах», ПБ 05–618-03 2003.

Математическое моделирование с использованием пакета программ [6] показало удовлетворительную для выпуска остаточную прочность массива подкровельной угольной толщи над механизированной крепью.

1 – предварительный выпуск угля через люк в перекрытии; 2 – формирование воронки для окончательного выпуска; 3 – окончательный выпуск

Рисунок 2 - Схема обеспечения площадного выпуска угля

В ходе исследований на физических моделях из эквивалентных материалов был изучен процесс выпуска угля, подтверждена кинематическая и технологическая работоспособность конструкции предлагаемой крепи в различных горно-геологических и горнотехнических условиях, обозначены ее достоинства и недостатки, определены параметры линейной секции, проведен сравнительный анализ возможных вариантов исполнения линейных секций, разработана принципиальная схема, 3D-модель крепи и проект технического задания на проектирование.

Таким образом, при выполнении всех вышеперечисленных принципиальных требований возможно получение оптимального сочетания средств разрыхления и выпуска угольной потолочины при отработке мощных пологих пластов с помощью предложенной крепи.

Кроме того, данная крепь способна обеспечить:

- независимость процессов комбайновой выемки и управляемого дробления и выпуска угольной потолочины на завальный конвейер;
- возможность отработки пластов (слоев) средней мощности по системе ДСО (без задней части завального конвейера) (рисунок 3);
- потенциал для создания дополнительных возможностей дробления и выпуска угля подкровельной толщи.

Разработка и создание подобной крепи на сегодняшний день весьма сложный и многостадийный процесс, в котором необходимо участие проектно-конструкторских, машиностроительных, научно-исследовательских и экспертных организаций.

Однако подобного рода механизированные крепи в составе очистных механизированных комплексов могут являться технологически эффективным и экономически выгодным средством для развития угледобывающих предприятий, балансовые запасы которых сосредоточены в широком диапазоне горно-геологических условий.

Рисунок 3 - Схема работы крепи в верхнем слое без задней части и в нижнем слое с задней частью и завальным конвейером при отработке пласта мощностью 10-12м

Список литературы

1. Ермаков Е.А. Отработка мощных пластов. Наукоемкие технологии разработки и использование минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2009. – 413с.
2. Правила безопасности в угольных шахтах, ПБ 05–618-03 2003.
3. Перспективно мыслить, результативно работать. Уголь Кузбасса. – 2011. №1. С.20-22.
4. Дубовик Н.Е., Вертель А.Э. Элегестское месторождение коксующихся углей. Глобус. – 2010. №1(09). С.38-41.
5. Николаев А.В. Секция механизированной крепи для выемки мощных пологих пластов с выпуском угля // Патент на изобретение №2242615.- М.: Роспатент, 2003.
6. Фрянов В.Н. Программа расчета геомеханических параметров для исследования взаимодействия секций механизированной крепи с углепородным массивом/ В.Н. Фрянов, А.В. Степанов, Ю.А. Степанов // Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ №2001610645.- М.: Роспатент, 2001.

# СЕКЦИЯ «ТЕХНОЛОГИЯ И ТЕХНИКА ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА»

УДК 622. 233. 53

# СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СХЕМ И КОНСТРУКЦИЙ ПОГРУЖНЫХ ПНЕВМОУДАРНЫХ РАСШИРИТЕЛЕЙ СКВАЖИН

***Репин А.А., Алексеев С.Е.***
***Институт горного дела СО РАН,***
***г. Новосибирск***

В различных отраслях промышленности и, особенно в горном деле, широко применяются машины ударного действия, которые способны создавать в контакте инструмента с обрабатываемой породой силы в сотни раз превышающие усилия в опорных устройствах машин. Это достигается преобразованием энергии, подводимой к машине, в дискретную последовательность ударных импульсов. Такие машины принято считать силовыми импульсными системами.

Наибольшее распространение при добыче полезных ископаемых как в нашей стране, так и за рубежом получили импульсные системы ударного действия, работающие на текучем энергоносителе – сжатом воздухе, жидкости под давлением или их смеси. Они используются при бурении скважин в прочных породах на подземных и открытых горных работах (погружные пневмо-, гидроударники и расширители скважин), для селективного отделения полезного ископаемого от массива (экскаваторные ковши активного действия), для разрушения негабаритов и проведения специальных строительных и демонтажных работ (пневмо- и гидромолоты), а также во многих других.

В России до настоящего времени на большинстве горнодобывающих предприятиях рабочим давлением сжатого воздуха остается давление 0.4 – 0.6 МПа. Развитие буровой техники, в частности пневмоударников, осуществляется в основном за счет совершенствования их конструкции. Несмотря на большое количество разработок в этой области, конструктивные резервы существенного повышения мощности остаются.

В то же время, анализ развития пневмоударного бурения за период более полувека, начиная с момента его возникновения, выявил тенденцию повышения давления используемого сжатого воздуха. Ведущие зарубежные фирмы достаточно давно перешли на применение энергоносителя повышенного давления. В настоящее время конструкции пневмоударников повышенного давления продолжают совершенствоваться, продолжается дальнейшее наращивание рабочего давления. Так, пневмоударник шведской фирмы Atlas Copco COP 64 для проходки скважин диаметром 156 – 178 мм работает уже на давлении 1,2 – 3,5 МПа.

Все большее распространение в России получают зарубежные буровые станки, работающие на высоком давлении сжатого воздуха. Фирма Atlas Copco поставляет станки ROC L6, ROC L7, ROC L8, ROC L9, Mustang A-32 CNS в комплекте с погружными пневмоударниками COP 34, COP 54, COP 64 и системой ODEX, позволяющей выполнять бурение одновременно с обсадкой скважины обсадной трубой. Однако стоит отметить высокую стоимость импортных пневмоударников и коронок, имеющую тенденцию к дальнейшему увеличению. Поэтому актуальна разработка отечественных импортозамещающих конструкций.

Широкие перспективы по технологическим возможностям имеют, а за рубежом успешно применяются при бурении геолого-разведочных, водозаборных и строительных (под свайные фундаменты) скважин, погружные пневмоударные снаряды с центральным шламотранспортом с использованием двойной бурильной колонны. Этот способ проходки скважин, по мнению зарубежных специалистов, является новым направлением в бурении.

Увеличение глубины горизонтов при наличии высокой сейсмоактивности, вызванной в том числе и техногенной деятельностью, приводит к значительным потерям пробуренных скважин (от 20 до 50%). Одним из вариантов решения этой проблемы, уже получившим хорошие отзывы специалистов горно-рудной промышленности, является увеличение диаметра пробуренных скважин.

Важным технологическим вариантом, уже получившим хорошие отзывы специалистов горно-рудной промышленности, является расширение или увеличение диаметра пробуренных скважин, которое необходимо во многих технологических процессах при подземной разработке месторождений твердых полезных ископаемых и при прокладке подземных инженерных коммуникаций. Это, например, компенсационные скважины диаметром 200-350 мм, необходимые при проходке восстающих выработок буро-взрывным способом. Очевидно, что скважины большого диаметра эффективны также при отбойке рудных блоков, подаче закладочного материала, прокладке трубопроводов различного назначения, вентиляции, водоотлива и водоснабжения. Для их проходки в конце прошлого века были разработаны многобойковые пневмоударные расширители скважин серии РС. В дальнейшем был создан типоразмерный ряд коронок-расширителей с цельной забойной частью для работы с мощным погружным пневмоударником П150, также разработанным в ИГД СО РАН. Последние успешно эксплуатируются во многих регионах России и за рубежом, обеспечивая решение новых технологических задач. Эта технология бурения скважин опробована на рудниках Горной Шории и Хакассии, на Норильском горно-металлургическом комбинате.

**Переход на технологию обуривания блока расширенной сеткой взрывных скважин увеличенного диаметра предполагает экономический эффект от сокращения не только подготовительных работ, но и времени бурения скважин, т.к. линейная скорость проходки практически сохраняется, а количесво взрывных скважин существенно сокращается.** Так, например, в конце 2008 г. на Абаканском филиале ОАО «Евразруда» в г. Абаза (Хакассия) был обурен блок № 18 пятого рудного тела с использованием пневмоударника П150С с коронками сплошного забоя диаметром 155 мм и коронок-расширителей диаметром 250 мм. Всего по блоку было пробурено 23 скважины диаметром 250 мм и 8 оконтуривающих скважин диаметром 155 мм. (Для справки: одна скважина диаметром 250 мм заменяет пучок из 6-8 скважин диаметром 105-110 мм).

**Впоследствии этого, создаются предпосылки к переходу на специальные снаряды-расширители модульного типа для разбуривания взрывных и компенсационных скважин до диаметра 350-500мм.** Перспективными представляются работы по созданию погружных машин, способных работать на повышенном давлении – 1,2МПа и более, что непременно приведет к увеличению их производительности, и, в дальнейшем, позволит осуществить переход на работу с повышенным давлением на горнорудных предприятиях.

**Погружной расширитель скважин на диаметр 250мм.** Образование скважин большого диаметра путем разбуривания скважин более малого диаметра является наиболее простым и экономичным способом получения таких скважин, позволяет использовать более легкие буровые станки и оборудование. Создание в ИГД СО РАН и постановка на серийное производство погружного пневмоударника П150, обладающего высокой энергией удара и большой массой собственно ударника, позволили создать широкую гамму сменного бурового инструмента (таблица 1), включающую и коронки-расширетели [1 - 3]. В качестве расширителя скважин пневмоударник П150 нашел применение на многих рудниках Росси и странах ближнего зарубежья. Но в большинстве случаев осуществлялась проходка технологических скважин для пропуска воды, для проведения закладочных работ и другого назначения [4].

Широкое использование пневмоударника П150 с коронкой-расширителем более 250 мм для бурения **взрывных скважин** началось на Абаканском филиале ОАО «Евразруда» в 2008г. В 2010 г. положительный опыт распространен на все филиалы Горной Шории и Хакасии.

Это связано с тем, что с понижением горных работ при отработке камер и блока в целом, начали проявляться негативные последствия в виде сдвижения взрывных скважин до 30% от общего количества, что в последствии приводит к перебуриванию и увеличению времени ввода блока в эксплуатацию. Так же с понижением работ повысилось опорное давление и ухудшилась горно-геологическте условия, в результате чего, происходит самопроизвольное разрушение выработок подсечного бурового горизонта. Наблюдается неэффектив-

ная работа ВВ в скважинах диаметром 105мм из-за переуплотнения заряда при заряжании скважин в восходящих пучках и переувлажнения ВВ в нисходящих скважин. Выходом из создавшейся ситуации послужило промышленное испытание и дальнейшее внедрение на бурении взрывных скважин диаметром 250 мм станка СБУ-6.

Таблица 1 - Параметры сменного бурового инструмента

| Обозначение | Диаметр, мм | Масса, кг | Количество штырей, шт. | Энергия на штырь, Дж |
|---|---|---|---|---|
| Коронки сплошного забоя | | | | |
| К150 | 155 | 12,5 | 21 | 17,4 |
| К220 | 220 | 20 | 45 | 8,1 |
| К250 | 250 | 25 | 42 | 8,7 |
| КНШ250/П150 | 250 | 15,7 | 37 | 9,7 |
| КНШ350/ | 350 | 18,3 | 53 | 6,9 |
| Коронки-расширители | | | | |
| К180/110 | 180 | 18 | 24 | 15,2 |
| К220/110 | 220 | 22 | 39 | 9,4 |
| К250/150 | 250 | 25 | 20 | 18,3 |
| К350/150 | 350 | 28 | 32 | 11,4 |

Испытание скважин диаметром 250 мм было проведено в этаже -15м - +65м в Блоке №18. В результате промышленного испытания были получены положительные результаты: снижение удельного расхода ВВ на первичной отбойке до 400 г/т, на вторичном дроблении до 40 г/т, отсутствие сдвижения взрывных скважин. Проектирование последующих блоков предусматривает применение скважин диаметром 250 мм, что позволяет сократить затраты на проходку и поддержание выработок, уменьшить объемы нарезных работ.

С переходом на скважины диаметром 250мм, зарядка происходит лишь с верхнего бурового горизонта. Скважины подсекаются подсечным горизонтом, поэтому вода, буровой шлам и горная масса не скапливаются в скважинах. Также можно отметить следующие положительные стороны, а именно переход на новую схему обуривания восстающих выработок, которая позволяет исключить из сетки врубовые скважины за счет использования скважины диаметром 250 мм как компенсационной. Это позволяет значительно уменьшить время на бурение и количество ВВ.

Для более детального изучения полученного опыта и распространения его на другие рудники в ИГД СО РАН разработана программа и методика «Разработка технологии буровзрывных работ на основе модернизации существующих и создании новых технических средств для бурения скважин увеличенного диаметра при отработке рудных блоков на горнорудных филиалах ОАО «Евразруда». Целью этой программы являются:

− разработка и обоснование рациональных параметров технологии буровзрывных работ при отработке технологических блоков на основе применения комбинированных зарядов ВВ увеличенного диаметра в условиях активной геодинамики, позволяющих повысить безопасность горных работ, обеспечить улучшение качества дробления горной массы со снижением расхода взрывчатых веществ и повышением производительности труда на выпуске и доставке руды;

− модернизация существующих и создание новых технических средств для бурения скважин расширенного диапазона при отработке рудных блоков.

В рамках данной программы разрабатывалась новая усовершенствованная конструкция погружного пневмоударника, способного работать на энергоносителе расширенного диапазона рабочего давления с большим набором сменного бурового инструмента, включающим и коронки-расширители различного диаметра. Для разработки такой конструкции

были изучены современные схемы и конструкции погружных пневматических ударных машин, для чего в 2010 г проведен патентный поиск, в котором были проанализированы патенты на изобретения и полезные модели.

За период с 2000 года по 2010 гг. по классам E21B1/26; E21B1/38; E21B4/14; E21B7/24; E21B7/26; E21B25/00; E21C37/00; E02D7/10; E21D17/02; E02F5/18 в базе данных ФИПС обнаружено 306 патентов. Для последующего анализа отобрано 55 патентов, относящихся к погружным пневматическим ударным устройствам для бурения скважин. Из них 17 патентов отобраны для подробного анализа, как наиболее близкие по своему содержанию к тематике научно-исследовательской работы. Анализ патентной литературы позволил выделить следующие тенденции развития таких устройств:

− перспективным в плане использования энергоносителя повышенного давления является беззолотнитковая система воздухораспределения (патенты РФ №2211908, №2166055, №2209914, №2186925, №2311521, №2211907, №2343266, патенты ПМ №16376, №16158, №41484, №76062, №94616);

− закрытый тип машин (погружных пневмоударников), т.е. без перфораций стенок корпуса (патенты РФ №2211908, №2166055, №215140, №2209914, №2252996, №2186925, №2311521, №2211907, №2343266, патенты ПМ №16376, №41484, №76062, №94616);

− выхлоп всего отработанного воздуха на забой скважины для наиболее полной его очистки от бурового шлама (патенты РФ №2211908, №2166055, №2224868, №2252996, №2186925, №2311521, №2211907, №2343266, патенты ПМ №16376, №41484, №76062, №94616);

− использование шлицевого бурового инструмента штыревого типа (патенты РФ №2211908, №2252996, №2311521, №2343266, патенты ПМ №16376, №70540, №94616);

− использование в конструкции составных ударных деталей (патенты РФ №2209914, №2211907, №2343266, патенты ПМ №70540).

В соответствии с вышеуказанными требованиями разработана принципиальная схема [5] (рисунок 1, а) и изготовлен опытный образец (рисунок 1, б) погружного пневмоударника П155Р для проходки скважин диаметром 155 мм с ее дальнейшим расширением до 250 мм. Он предназначен для бурения скважин в породах средней и высокой крепости в подземных условиях на станках типа СБУ6. П155Р относится к пневмоударникам закрытого типа с беззолотниковой системой воздухораспределения и выхлопом всего отработанного воздуха на забой скважины.

а

б

а- принципиальная схема, б - опытный образец

Рисунок 1 – Пневмоударник П155Р

Отличительной особенностью машины является возможность дальнейшего увеличения ударной мощности. Система воздухораспределения машины адаптирована к использованию высокого рабочего давления энергоносителя до 1,6 МПа.

Пневмоударник П155Р содержит корпус 2, ступенчатый ударник 6 имеющий центральный питающий канал, буксу 3, насаженную на буровую коронку 1, шпонку 4 со шплинтом 5 для надежного крепления бурового инструмента, переходник 7 для соединения машины с питающей магистралью, установленный в задней части корпуса.

Пневмоударник П155Р разрабатывался с перспективой смены своего предшественника пневмоударника П150. Конструкция новой машины отличается простотой изготовления относительно П150. Повышение долговечности машины наряду с надежностью и высокими энергетическими параметрами являлось первоочередной задачей при проектировании.

Технические характеристики пневмоударника П155Р

| | |
|---|---|
| Диаметр бурения, мм | 155 |
| Наружный диаметр, мм | 142 |
| Расход воздуха, $м^3$/мин | 10 |
| Масса бойка, кг | 17,35 |
| Частота ударов, Гц(при 0,5МПа) | 18 |
| Ударная мощность, кВт,(при 0,5МПа) | 5,8 |
| Рабочее давление, МПа | 0,4-0,7 |
| Масса (без коронки), кг, не более | 61 |

Опытно-промышленные испытания П-155Р в качестве расширителя скважин (рисунок 2) в 2010 г. продолжались на Абаканском филиале ОАО «Евразруда». Бурение нисходящих взрывных скважин диаметром 155мм, глубиной 55м, с последующим их расширением до диаметра 250мм велось на буровых станках СБУ-6 производства ОАО «Кыштымское машиностроительное объединение», диаметр буровых штанг 89мм, длина 1100мм. Питание осуществлялось от шахтной сети сжатого воздуха давлением 0,4-0,5МПа.

Рисунок – 2 - Пневмоударный расширитель скважин

Среднее время бурения 1метра скважины составило 12,2 мин. (включая время периодической очистки скважины). Средняя механическая скорость бурения первых 10 м скважины пневмоударником П155Р (рисунок 3) зафиксирована на уровне 100-110 мм/мин. (Р=0,4МПа), что превышает механическую скорость бурения пневмоударником П150С определенную по данным хронометражных наблюдений специалистов шахты.

Рисунок – 3 - Хронометраж бурения сплошным забоем ø 155мм

На рисунке 4 показана конструкция коронки-расширителя, которая позволяет многократно использовать хвостовик, меняя лишь буровые головки, при этом головки могут быть различного размера. Такая конструкция снижает расход материала при массовом производстве и стоимость буровых головок по сравнению с монолитными коронками.

Рисунок 4 – Коронка-расширитель новой конструкции

В другом техническом предложении в качестве базовой машины для расширителей скважин был разработан погружной пневмоударник ПВ170 [8 - 10], рисунок 5. Пневмоударник ориентирован на использование энергоносителя широкого диапазона давления, начиная от обычного для большенсва рудников России, составляющего 0,5 – 0,6 МПа, до повышенного – 1,8 МПа. Особенностью его конструкции является то, что к пневмоударнику спроектирован адаптер, позволяющий использовать буровые коронки различных конструкций, включая импортные. Это дает возможность более широкого использования пневмоударника, в ряде случаев и взамен импортных.

а б

в

Рисунок 5 - а - погружной пневмоударник ПВ170, б - лабораторные исследования, в – полевые испытания

В отчетный период были проведены исследования и испытания усовершенствованной конструкции пневмоударника ПВ170. На рисунке 6 представлена диаграмма давления в рабочих камерах пнеавмоударника. Съемка диаграмм осуществлялась на стенде с подключением через длинный рукав, имитирующий условия при бурении достаточно протяженных скважин. Съемка осуществлялась на давлении 0,6 МПа, находящемся в начале диапазона рабочего давления.

Из диаграммы видно, что рукав, свернутый в бухту, создает значительное сопротивление движению воздуха, что выражается в понижении давления в камерах в сравнении с

магистральным. На диаграмме видно хорошее опорожнение управляемой камеры, давление в которой падает до нуля. Следует отметить значительную длительность времени холостого хода, что объясняется особенностью схемы данного пневмоударника. Холостой ход не столь интенсивен, потому что сжатый воздух в камере холостого хода воздействует на относительно небольшую рабочую площадь ударника, но в течение всего рабочего цикла, и необходимый импульс холостого хода формируется в течение большего времени. При работе на большем давлении сжатого воздуха время холостого будет меньше. По полученным данным были определены энергия удара, составившая 390 Дж и частота ударов – 15,75 $с^{-1}$. Данная величена энергии удара для работы в начале диапазона рабочего давления вполне достаточна для необходимого нагружения породоразрушающих вставок бурового инструмента.

$P_1$ – магистральное давление; $P_2$ – давление на входе в пневмоударник;
$P_3$ – давление в камере постоянного давления (камера холостого хода);
$P_4$ – давление в управляемой камере (камера рабочего хода); Т – время рабочего цикла;
$t_x$ – время холостого хода; $t_p$ – время рабочего хода
Рисунок – 2.6 Рабочий цикл ПВ170

В ноябре 2010 г. в условиях производственной базы ОАО «Уралгидроэкспедиция» в г. Верхняя Пышма под Екатеринбургом проведены предварительные испытания двух образцов пневмоударника ПВ170. Один из них был снабжен буровыми коронками, изготовленными в экспериментальных мастерских ИГД СО РАН на диметр скважины 170 мм, а другой был оборудован адаптером под буровые коронки производства США. Работа велась на буровом станке УРБ-2А-2 с питанием от компрессора ВН 10/10, давление на котором поддерживалось 0,8 МПа. В настоящее время испытания продолжаются.

**Таким образом, можно утверждать, что созданы, в лабораторных** (рисунки 5, б**), натурных условиях рудников ООО «Евразруда» и на открытых горных работах (**рисунок 5, в**) испытаны погружные пневмоударники, в том числе повышенного давления энергоносителя, и расширители скважин до диаметра 250 мм (**рисунки 2, 5, а**), в которых реализованы инновационные рабочие циклы, обеспечивающие увеличение энергии удара и до 50% скорости бурения (**рисунок 3) **по сравнению с отечественными аналогами.**

Список литературы

1. А. с. №977756 СССР, МКИ Е 21С 3/24. Погружной пневмоударник/С.Е. Алексеев, В.Д. Петухов и др.// Бюл. №44, 1982.
2. П.м. № 16376 РФ, МКИ Е 21 В 1/30. Погружной пневмоударник /С.Е. Алексеев, Г.А. Пятнин и др.//Бюл. №36, 2000.
3. Алексеев С.Е., Репин А.А., Пятнин Г.А. Создание и внедрение в производство мощных погружных пневмоударников. В сб. Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды. Труды конференции. Новосибирск. 2007.

4. Репин А.А., Алексеев С.Е., Пятнин Г.А.. Расширение сферы использования погружного пневмоударника П150. В сб. Наукоемкие технологии добычи и переработки полезных ископаемых. / IV научно-практическая конференция. Новосибирск. 2005.

5. П.м. № 94616 РФ. Погружной пневмоударник /А.А. Репин, С.Е. Алексеев.//Опубл. 27.05.2010 Бюл.№15

6. Карпов В.Н., Щепнев Е.Н. Использование пневмоударных расширителей скважин в подземных условиях. Создание и внедрение в производство мощных погружных пневмоударников. В сб. Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды. Труды конференции. Новосибирск. 2010.

7. Репин А.А., Адонина О.В., Алексеев С.Е., Карпов В.Н. Анализ дефектов элементов конструкции погружных пневмоударников. В сб. Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды. Труды конференции. Новосибирск. 2010.

8. Пат. РФ № 2343266. Погружной пневмоударник /А.А. Репин, С.Е. Алексеев, Г.А. Пятнин // Опубл. 10.07.2009. Бюл. № 1.

9. П.м. № 70540 РФ. Устройство для соединения буровой корнки с погружным пневмоударником /А.А. Репин, С.Е. Алексеев // Опубл. 27.01.2008. Бюл. № 3.

10. Репин А.А., Алексеев С.Е. Создание пневмоударников для работы на повышенном давлении энергоносителя. В сб. Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды. Труды конференции. Новосибирск. 2010.

УДК 622. 233. 53

## СОЗДАНИЕ СРЕДСТВ ПРОХОДКИ ПРЯМОЛИНЕЙНО НАПРАВЛЕННЫХ СКВАЖИН

***Репин А.А., Алексеев С.Е.***
***Институт горного дела СО РАН***
***г. Новосибирск***

Проходка скважин является одной из важнейших составляющих при производстве работ по добыче полезных ископаемых, как открытым способом, так и в подземных условиях, для нужд геологоразведки и гидрогеологии, в гражданском и транспортном строительстве, для научных целей и в других областях.

В подземных условиях весьма востребована проходка технологических скважин. Такие скважины нужны для пропуска воды, прокладки коммуникаций, в угольных шахтах для дегазации и другого назначения. Как правило, эти скважины соединяют различные подземные выработки и имеют значительную протяженность, достигающую 200 м и более. В этих условиях большое значение имеет точная направленность бурения. Прямолинейность скважины имеет большое значение при проведении геологоразведочных работ в шахтах.

На искривление скважин имеет влияние много факторов. К ним можно отнести способ бурения, неоднородность буримой породы, жесткость бурового става, конструкция бурового инструмента и другие факторы.

Для бурения пород малой крепости (до 8 ед. по шкале проф. М.М. Протодьяконова) широкое распространение получил вращательный способ бурения. Однако, данный способ имеет необходимость большого осевого нажатия на режущий инструмент и является источником искривления скважины при большой ее протяженности.

В середине прошлого века в России были разработаны первые конструкции и изготовлены первые образцы пневматических машин ударного действия, располагаемые непосредственно у забоя буримой скважины – погружные пневмоударники. Такое расположение обеспечивает наилучшую передачу энергии удара на забой, позволяет увеличить скорость бурения и глубину скважины. Сжатый воздух используется как энергоноситель и как очистной агент, что делает технологию бурения более рациональной. Эти обстоятельства, а также

простота и относительная дешевизна этой техники делает привлекательным применение этих машин, как в подземных условиях, так и на открытых горных работах. Разрушение породы происходит за счет удара ударника по буровой коронке и не требует большого осевого прижатия. Данный способ бурения способен обеспечить более прямолинейно направленное бурение.

Для сведения к минимуму факторов, влияющих на искривление скважины, при пневмоударном бурении необходимо использовать погружные пневмоударники наименьшего диаметра. Это позволяет уменьшить силовую нагрузку на буровой став и станок. Получение скважины нужного диаметра осуществляется путем расширения данной точно направленной передовой скважины до заданного размера.

Для решения задачи точно направленного бурения в комплект оборудования кроме бурового станка должны входить малогабаритный погружной пневмоударник и расширитель скважин.

Создание пневмоударника для бурения скважин малого диаметра является достаточно сложной технической задачей ввиду того, что диаметр скважины жестко лимитирует поперечные габариты погружного пневмоударника и ограничивает возможности образования рабочих площадей ударника необходимой величины.

При разработке пневмоударника для точно направленного бурения предпочтение следует отдать принципиальной схеме с центральным соударением ударника и буровой коронки. Это определяет более симметричное распределение сил при взаимодействии коронки с забоем, уменьшает изгибающие моменты и снижает риск искривления скважины.

В Институте горного дела СО РАН проводится поиск таких решений.

Предложена схема погружного пневмоударника (рисунок 1), обладающая необходимыми качествами [1].

1 – корпус; 2 – гильза; 3 – ударник; 4 – букса; 5 – буровая коронка; 6 – камера холостого хода; 7 – управляемая камера рабочего хода; 8 – камера рабочего хода постоянного давления; 9 – питающий канал для камеры холостого хода; 10 – питающий канал для управляемой камеры рабочего хода; 11 – выхлопной канал

Рисунок 1 - Схема погружного пневмоударника с центральным соударением ударника и коронки

При работе пневмоударника сжатый воздух через камеру 8, питающий канал 9, поступает в камеру холостого хода 6. Под воздействием сжатого воздуха на рабочую площадь ударника 3 со стороны камеры 6 осуществляется холостой ход ударника. При движении на холостом ходу проточка хвостовика ударника открывает питающий канал 10 – происходит впуск сжатого воздуха в управляемую камеру 7 рабочего хода. Под действием разницы сил со стороны камеры холостого хода 6 и камер 7 и 8 рабочего хода ударник совершает возвратно-поступательное движение, нанося в конце каждого цикла удар по торцу буровой коронки 5. Выхлоп воздуха из камер 6 и 7 осуществляется через выхлопной канал 11 на забой скважины.

Закрытый тип пневмоударника обеспечивает повышение износостойкости трущихся посадочных поверхностей, а также хорошую очистку забоя скважины от бурового шлама, предотвращая его переизмельчение. Центральное соударение ударника с буровой коронкой улучшает передачу энергии удара за счет уменьшения поперечных колебаний, а также снижает напряжения в соударяющихся деталях вследствие более равномерного распределения

ударной нагрузки по их сечениям. Беззолотниковое воздухораспределение и простота конструкции обеспечивает надежную работу машины. Это позволяет увеличивать энергетические параметры пневмоударника без особого риска поломки соударяющихся деталей.

К особенностям данной схемы можно отнести еще то, что ударник не имеет внутренних каналов ввиду того, что он расположен в полости охватывающей его гильзы и все необходимые воздухораспределительные каналы выполнены в ее стенках. Наличие гильзы уменьшает степень использования поперечного сечения полости корпуса для образования рабочих площадей ударника. Повышение энергетических параметров конструкций, выполненных по данной схеме, возможно в основном за счет увеличения рабочего давления. Поэтому наиболее эффективное использование данной схемы будет при проектировании машины для работы на достаточно высоком давлении энергоносителя.

По данной принципиальной схеме была спроектирован и изготовлен малогабаритный пневмоударник АШ45 (рисунок 2), испытания которого показали хорошую работоспособность такой машины [2].

Пневмоударник предназначен для бурения вертикальных и горизонтальных скважин по углю и породам крепостью до f = 16.

В качестве бурового инструмента используются серийно выпускаемые лезвийные коронки, а также специально разработанные. Тип используемых коронок определяется условиями эксплуатации.

Модификация пневмоударника может быть использована при формировании бурового снаряда в качестве ударной штанги также при ударно-поворотном бурении с использованием колонкового перфоратора, что позволило бы увеличить скорость бурения и глубину скважины.

Рисунок 2 - Опытный образец малогабаритного пневмоударника АШ45

| Технические характеристики пневмоударника АШ45 | |
|---|---|
| Диаметр буримой скважины, мм | 45 |
| Глубина скважин, м | 20 и более |
| Диаметр корпуса пневмоударника, мм | 39 |
| Длина пневмоударника, мм | 737 |
| Рабочее давление, МПа | 0,5 – 0,7 |
| Энергия единичного удара, Дж (при 0.5 МПА) | 12 |
| Частота ударов, с-1 (при 0.5 МПа) | 20 |
| Ударная мощность, Вт (при 0.5 МПа) | 240 |
| Расход воздуха, м3/мин. (при 0.5 МПа) | 0,4 |

На полигоне ИГД СО РАН опытным образцом пневмоударника было произведено пробное бурение по гранитному блоку крепостью f = 12 – 14. Использовался легкий буровой станок СБП со скоростью вращения штанги 250 об/мин, с крутящим моментом 163 Нм и усилием подачи до 700 Н. Для мокрого пылеподавления работа осуществлялась на воздушно-водяной смеси. Давление сжатого воздуха поддерживалось 0.5 МПа. Использовалась лезвийная буровая коронка.

Пневмоударник имел надежный запуск, блокировку и устойчивый режим работы. Скорость бурения по граниту составила 90 мм/мин. При работе с пневмоударником отмечен также меньший износ коронки.

Дальнейшая эксплуатация пневмоударника и станка проводилась на шахтах Кузнецкого угольного бассейна.

Первый опыт создания малогабаритного погружного пневмоударника для проходки глубоких шпуров показал перспективность данного направления. Открывается возможность и в этой области использовать преимущества пневмоударного способа бурения. Наращивание энергетических параметров малогабаритных пневмоударников может осуществляться при использовании энергоносителя высокого давления – 1.8 – 2.0 МПа, что позволит значительно увеличить скорость проходки скважин и в крепких породах.

На горнорудных предприятиях для бурения по породам средней и высокой крепости широкое распространение получил буровой станок пневмоударного бурения НКР100. Для осуществления направленного бурения стоит задача создания к этому станку погружного пневмоударника наименьшего диаметра. Пневмоударником наименьшего диаметра для этого станка является такой, диаметр корпуса которого равен диаметру буровой штанги, составляющего 63,5 мм. Образуемая таким пневмоударником скважина будет иметь диаметр 76 мм. Пневмударник необходимо снабдить коронкой-расширителем, обеспечивающим расширение скважины с 76 до 110 мм.

Дальнейшее расширения скважины до гораздо больших размеров может осуществляется путем использования расширителя скважин на базе мощного погружного пневмоударника П150, разработанного в ИГД СО РАН и серийно выпускаемого ФГУП «Серовский механический завод» [3, 4].

Технические характеристики пневмоударника П150

| | |
|---|---|
| Диаметр скважины (минимальный), мм | 155 |
| Рабочее давление, МПа | 0,4 – 0,7 |
| Энергия удара (0,5 МПа), кВт | 6,3 |
| Расход воздуха (0,5 МПа), $м^3$/мин | 10 |
| Масса ударника, кг | 15,3 |
| Диаметр корпуса, мм | 140 |
| Масса без коронки, кг | 57 |

На рисунок 3 представлен пневмоударник П150 со сменным инструментом для бурения скважин диаметром от 155 до 250мм.

Рисунок 3 - Пневмоударник П150 со сменным буровым инструментом

В качестве расширителя скважин при работе на станке НКР100 пневмоударник П150 нашел применение на многих рудниках России и за ее пределами. Успешен опыт его использования на Айхайльском алмазодобывающем руднике АК «Алросса», на ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» (Украина) [5].

Следует однако, отметить, что для станка НКР100 пневмоударник П150 является довольно тяжелой машиной. Для уменьшения силового воздействия на станок при работе был разработан буровой амортизатор, устанавливаемый непосредственно за пневмоударником. Он позволяет гасить наиболее жесткие колебания.

Как расширитель скважин пневмоударник может использоваться и на других более тяжелых буровых станках [6]. Начиная с 2008 г. в Абаканском филиале ОАО «Евразруда»

г.Абаза пневмоударники П150 начали использоваться массово для бурения взрывных скважин. Бурение производится на станках СБУ6 (рисунок 4), выпускаемых ОАО «Кыштымское машиностроительное объединение».

Рисунок 4 - Буровой станок СБУ6

Возможность бурения скважин увеличенного диаметра (250мм) пневмоударником П150 на станках СБУ6 позволила разработать новую прогрессивную технологию отбойки руды, испытания которой успешно проведены в начале 2009 года на Абазинском руднике. По итогам испытания руководством ОАО «Евразруда» было принято решение о массовом внедрении данной технологии в другие филиалы компании.

Для удовлетворения все возрастающих потребностей технологии проведения работ в подземных условиях необходимо увеличение разнообразия буровой техники. Повышение прямолинейности буримых скважин может осуществляется проходкой скважин малого диаметра с дальнейшим ее расширением более мощной буровой техникой.

Список литературы

1. Пат. РФ № 2311521. Погружной пневмоударник /А.А. Репин и др. Опубл. 27.11.2007. Бюл. № 33

2. Алексеев С.Е., Репин А.А., Пятнин Г.А. Перспективы создания техники для комбинированного вращательно-ударного способа бурения шпуров. В сб. Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды. Труды конференции. Новосибирск. 2007

3. А. с. №977756 СССР, МКИ Е 21С 3/24. Погружной пневмоударник/С.Е. Алексеев, В.Д. Петухов и др.// Бюл. №44, 1982.

4. П.м. № 16376 РФ, МКИ Е 21 В 1/30. Погружной пневмоударник /С.Е. Алексеев, Г.А. Пятнин и др.//Бюл. №36, 2000.

5. Репин А.А., Алексеев С.Е., Пятнин Г.А.. Расширение сферы использования погружного пневмоударника П150. В сб. Наукоемкие технологии добычи и переработки полезных ископаемых. / IV научно-практическая конференция. Новосибирск. 2005.

6. Карпов В.Н., Щепнев Е.Н. Использование пневмоударных расширителей скважин в подземных условиях. Создание и внедрение в производство мощных погружных пневмоударников. В сб. Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды. Труды конференции. Новосибирск. 2010.

УДК 622.831

# ПАРАМЕТРЫ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ПРИ ВЫЕМКЕ ПЛАСТОВ СЛОЖНОГО СТРОЕНИЯ

***Дягилева А.В., Гоголин В.А., Ермакова И.А.***
***Кузбасский государственный технический университет***
***г. Кемерово***

Для решения технологических вопросов и проблемы безопасного ведения очистных работ необходимо знать параметры распределения опорного давления. К таким основным параметрам относятся: длина зоны опорного давления, максимальное значение опорного давления или коэффициент его концентрации, а также расстояние до этого максимума. Для оценки параметров опорного давления широко используются расчетные методы аналитического [1-5], экспериментально-аналитического [6, 7] и полуэмпирического характера [8, 9]. Указанные методы достаточно адекватно описывают реальную ситуацию распределения опорного давления при выемке пластов однородного строения.

В случае сложного строения пласта и вмещающих пород используются численные методы, позволяющие детально учитывать структурные, деформационные и прочностные особенности массива горных пород, например как в [10-13]. В статье приведены результаты численных экспериментов с использованием метода конечных элементов (МКЭ), реализованного в программе ELCUT-5.8., разработанной производственным объединением ТОР.

Было изучено распределение параметров опорного давления при выемке пластов сложного строения, в частности, при наличии в пласте прослойки, обладающей иными деформационными характеристиками, чем уголь. Были рассмотрены следующие варианты:

1) пласт имеет жесткую прослойку с большим модулем упругости, чем уголь;

2) пласт имеет мягкую прослойку, с меньшим модулем упругости, чем уголь.

Первый вариант соответствует ситуации, когда разрабатывается пласт с породным включением, второй вариант наблюдается при выемке частично разрушенного пласта.

Постановка задачи показана на рисунке 1. Расчетная область ABCD представляет собой прямоугольник, включающий пласт 1 с прослойкой 4, породы почвы и кровли 2, а также зону обрушенных пород и выработанного пространства 3. При решении рассматривается половина выработанного пространства с прилегающей областью, то есть ребро AD является вертикальной осью симметрии. В данном случае решается задача плоской деформации.

Граничные условия в расчетной области были заданы следующим образом.

**AB** – дневная поверхность, на ней вертикальные и касательные напряжения равны нулю, то есть $\sigma_{yy} = \tau_{xy} = 0$.

**AD** – вертикальное сечение, проходящее через середину выработанного пространства, на нем, в силу симметрии задачи перемещения вдоль оси OX $\delta_x = 0$, касательные напряжения $\tau_{xy} = 0$.

**BC** – вертикальное сечение, удаленное от выработанного пространства, на нем сохраняется начальное поле напряжений и приложена поверхностная сила, линейно изменяющаяся с глубиной: $f_x = -\lambda \cdot \gamma \cdot H$, где γ – удельный вес вмещающих пород, γ=25000 Н/м$^3$; *H* – глубина разработки, м; λ – коэффициент бокового распора.

**DC** – удаленное по глубине сечение, где перемещения вдоль оси OY $\delta_y = const$, принимаем их равными 0: $\delta_y = 0$, $\tau_{xy} = 0$.

Блок вмещающих пород нагружен объемной силой – γ=25000 Н/м$^3$, соответствующей весу вмещающих пород; модуль Юнга E=10$^9$ Н/м$^2$, коэффициент Пуассона ν=0,25.

Пласт угля нагружен объемной силой – γ=14000 Н/м$^3$, E= 10$^8$ Н/м$^2$ , ν=0,25.

Область выработанного пространства и обрушенных пород нагружена объемной силой – $\gamma$=20000 Н/м$^3$, E= $10^7$ Н/м$^2$ , $\nu$=0,25.

Моделирование производилось при фиксированной мощности пласта $m$ =4 м, при этом высота зоны обрушенных пород над выработанным пространством составляла $M = 5 \cdot m$ = 20м.

а)

б)

1 – пласт угля; 2 – породы почвы и кровли; 3 – зона выработанного пространства и обрушенных пород; 4 – прослойка; $H$ – глубина разработки; $L$ – длина половины выработанного пространства; $m$ – мощность пласта; $M$ – высота обрушения; $h$ – мощность прослойки

Рисунок 1 - Расчетная область с сеткой конечных элементов (а); область забоя (б)

Значения параметров опорного давления находились для различных условий: глубина разработки изменялась в пределах от 200 м до 600 м ($H$=200, 400, 600 м), длина половины выработанного пространства – от 200 м до 600 м ($L$=200, 400, 600 м), коэффициент бокового распора $\lambda$ принимал значения от 0,5 до 1, 5 ($\lambda$=0,5; 1,0; 1,5). Мощность прослойки принимала три значения: $h$ =0; 0,5; 1 м.

**1. Влияние мощности жесткой прослойки на параметры опорного давления.**

Рассматривалось наличие прослойки по центру пласта (см. рисунок1 б) с модулем Юнга E=$10^9$ Н/м$^2$, коэффициентом Пуассона $\nu$=0,25, прослойка нагружена объемной силой $\gamma$=25000 Н/м$^3$.

При решении задачи вычислялись значения вертикальных напряжений в кровле пласта при удалении от линии забоя (рисунок 2), откуда находились значения следующих параметров:

1) максимум опорного давления $\sigma_{yy}^{max}$ , Н/м$^2$, имеет отрицательное значение, так как в программе расчетов сжимающие напряжения считаются отрицательными;

2) расстояние до максимума опорного давления от забоя $l_{max}$ , м;

3) длина зоны опорного давления $l_{опор}$, м, в работе было принято что в этой зоне значения вертикальных напряжений превышают (по модулю) соответствующие напряжения в нетронутом массиве в 1,1 раза.

Рисунок 2 - Распределение вертикальных напряжений в кровле пласта с жесткой прослойкой при $H$=600 м, $L$ = 200 м, λ = 1,5, $h$ = 1 м

Как показал анализ полученных данных, мощность жесткой прослойки $h$ оказывает различное влияние на исследуемые параметры. Ниже приведены полученные значимые уравнения регрессии, включающие фактор $h$.

1.1. Глубина разработки $H$=200 м.

Увеличение длины выработанного пространства $L$ и мощности жесткой прослойки $h$ приводит к уменьшению длины зоны опорного давления:

$$l_{опор} = 168 - 0{,}02722 \cdot L - 8{,}22222 \cdot h, \text{ м.}$$

1.2. Глубина разработки $H$=400 м.

Расстояние до максимума опорного давления увеличивается с ростом длины выработанного пространства $L$ и коэффициента бокового распора λ:

$$l_{max} = 4{,}83519 + 0{,}01122 \cdot L + 1{,}85556 \cdot \lambda - 1{,}72222 \cdot h, \text{ м.}$$

При увеличении мощности жесткой прослойки $h$ происходит уменьшение расстояния до максимума опорного давления.

1.3. Глубина разработки $H$=600 м.

Получено два значимых уравнения регрессии:

$$l_{max} = 0{,}01394 \cdot L + 3{,}25833 \cdot \lambda - 0{,}58222 \cdot h, \text{ м;}$$

$$\sigma_{yy}^{max} = \left(-3{,}38667 - 0{,}00336 \cdot L + 0{,}5725 \cdot \lambda - 0{,}11444 \cdot h\right) * 10^7, \text{ Н/м}^2.$$

Увеличение мощности жесткой прослойки приводит к уменьшению расстояния до максимума опорного давления и увеличению модуля максимума опорного давления.

**2. Влияние мощности мягкой прослойки на параметры опорного давления.**

Рассматривалось наличие прослойки по центру пласта (см. рис.1 б) с модулем Юнга $E$=2·10$^7$ Н/м$^2$, коэффициентом Пуассона ν=0,25, прослойка нагружена объемной силой γ=14000 Н/м$^3$.

2.1. Величина максимума опорного давления $\sigma_{yy}^{max}$ зависит от всех четырех факторов:

$$\sigma_{yy}^{max} = \left(-0{,}00621 \cdot H - 0{,}00178 \cdot L + 0{,}26148 \cdot \lambda + 0{,}33333 \cdot h\right) * 10^7, \text{ Н/м}^2.$$

Так как величина $\sigma_{yy}^{max}$ принимает отрицательные значения, то рост глубины разработки *H* и длины выработанного пространства *L* приводит к увеличению модуля максимума опорного давления. Увеличение коэффициента бокового распора λ мощности мягкой прослойки *h* уменьшает модуль максимума опорного давления.

2.2. Расстояние до максимума опорного давления от забоя $l_{max}$ зависит от трех факторов: *L*, λ и *h* (фактор *H* не значим и исключен из анализируемых данных), при этом получено следующее уравнение регрессии:

$$l_{max} = 5{,}75185 + 0{,}00614 \cdot L + 2{,}79259 \cdot \lambda + 2{,}37778 \cdot h, \text{ м.}$$

Увеличение длины выработанного пространства *L*, коэффициента бокового распора λ и толщины мягкой прослойки приводит к увеличению величины $l_{max}$.

2.3. При глубине разработки *H*=200 м длина зоны опорного давления $l_{опор}$ зависит от трех факторов, в том числе и от толщины мягкой прослойки *h*:

$$l_{опор} = 171{,}1852 - 0{,}03278 \cdot L - 2{,}77778 \cdot \lambda + 6{,}22222 \cdot h, \text{м.}$$

При увеличении длины выработанного пространства *L* и коэффициента бокового распора λ длина зоны опорного давления уменьшается, а при увеличении мощности мягкой прослойки – увеличивается.

При глубине разработки *H*=400 ми *H*=600 м величина $l_{опор}$ не зависит от наличия прослойки.

Качественные результаты проведенных исследований приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Влияние факторов на значения параметров опорного давления

| Параметр | Наличие жесткой прослойки | | Наличие мягкой прослойки | |
|---|---|---|---|---|
| | увеличивает значение | уменьшает значение | увеличивает значение | уменьшает значение |
| $\lvert\sigma_{yy}^{max}\rvert$ | *L*, *h* (при *H*=600 м) | λ (при *H*=600 м) | *H*, *L* | λ, *h* |
| $l_{max}$ | *L*, λ (при *H*=400, 600 м) | *h* (при *H*=400, 600 м) | *L*, λ, *h* | – |
| $l_{опор}$ | – | *L*, *h* (при *H*=200 м) | *h* (при *H*=600 м) | *L*, λ (при *H*=600 м) |

Приведенные выше уравнения регрессии позволяют количественно оценить влияние указанных факторов на параметры опорного давления.

Литература

1. Баренблатт Г. И. Об обрушении кровли при горных выработках/ Г. И. Баренблатт, С. А. Христианович// Изв. АН СССР, ОТН. – 1955.– №11. – С. 73÷86.

2. Теория защитных пластов / И. М. Петухов, А. М. Линьков, В. С. Сидоров, И. А. Фельдман, – М.: Недра, 1976. – 224 с.

3. Баклашов И. В. Деформирование и разрушение породных массивов. – М.: Недра, 1988.– 271 с.

4. Миренков В. Е. Математическое моделирование деформирования горных пород около ослаблений / В. Е. Миренков, В. А. Шутов. – Новосибирск: Наука, 2009.– 176 с .

5. Рыжков Ю. А. Механика и технология формирования закладочных массивов/ Ю. А. Рыжков, А. Н. Волков, В. А. Гоголин. – М.: Недра, 1985. – 191 с.

6. Прогнозирование и расчет проявлений горного давления / Г. И. Грицко [и др.] – Новосибирск: Наука, 1980. – 159 с.

7. Грицко Г. И. Эксперементально-аналитический метод определения напряжений в массиве горных пород / Г. И. Грицко, Б. В. Власенко. – Новосибирск: Наука, 1976. – 190 с.

8. Гоголин В. А. Аналитическая оценка распределения опорного давления/ В. А. Гоголин., Т. И. Кургузкина// Вестн. Кузбасского гос. тех. унив. – 2004. – №2.– С. 14÷17.

9. Дягилева А. В. К оценке влияния очистных работ на протяженность зоны опорного давления / А. В. Дягилева [и др.]// Вестн. Кузбасского гос. тех. унив.– 2005.– №4.– С. 29÷31.

10. Амусин Б. З. Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики / Б. З. Амусин, А. Б. Фадеев. М.: Недра, 1975. – 144 с.

11. Павлова Л. Д. Моделирование блочного обрушения горных пород с последовательным накоплением повреждений / Л. Д. Павлова, В. Н. Фрянов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2004. - №3. – С. 202–205.

12. Фрянов В. Н. Состояние и направления развития безопасной технологии подземной угледобычи /В .Н. Фрянов, Л. Д. Павлова. – Новосибирск, Изд-во СО РАН, 2009. – 295 с.

13. Курленя М. В. Техногенные геомеханические поля напряжений /М. В. Курленя, В. Н. Серяков, А. А. Еременко. – Новосибирск: Наука, 2005. – 264 с.

УДК 622.24.058

# РАЗРАБОТКА И АНАЛИЗ МАГНИТНЫХ ЛОВИТЕЛЕЙ БУРОВОГО ИНСТРУМЕНТА С ПАРАЛЛЕЛЬНЫМ СОЕДИНЕНИЕМ ПОСТОЯННЫХ МАГНИТОВ

***Кобылянский М.Т., Богданова Т.В.***
***Кузбасский государственный технический университет***
***г. Кемерово***

В процессе бурения или эксплуатации скважин различного назначения происходят аварии и осложнения, причиняющие огромные убытки горным предприятиям и существенно снижающие технико-экономические показатели буровых работ.

В настоящее время наблюдается отставание развития техники для проведения аварийно-восстановительных работ в скважинах от развития буровой техники в целом. Несовершенство и невысокие эксплуатационные параметры существующих ловильных инструментов затрудняют и удорожают проведение работ по ликвидации аварий в бурении.

Обзор и анализ существующих видов ловильных инструментов показал недостаточную эффективность конструкций механических устройств и преимущество ловителей с магнитным принципом захвата, использующих энергию поля постоянных магнитов [1].

Классификация магнитных систем на постоянных магнитах, в основу которой положен принцип формирования магнитного потока (IV и V уровни), логически позволяет выделить особый тип магнитных систем – с параллельным соединением постоянных магнитов. Развитие этого типа систем связано с тем, что особенности высококоэрцитивных ферритовых и редкоземельных магнитов как источников намагничивающей силы позволяют внести принципиальную разницу в конструкции магнитных ловителей бурового инструмента на постоянных магнитах.

Магнитные системы с параллельным соединением магнитов применяются, главным образом, в устройствах с большим объемом взаимодействия, предназначенных для передачи усилий между их элементами, или для притяжения ферромагнитных предметов при различных технологических процессах, транспортных, погрузочно-разгрузочных операциях.

Принцип формирования суммарного магнитного потока при параллельном соединении магнитов в магнитной цепи рассмотрим на примере простой и распространенной П-образной магнитной системы (рисунок 1,а). Постоянные магниты 1 расположены между магнитопроводами 2. Полярность соединения магнитов такова, что к каждому магнитопро-

воду прилегают одноименные полюса магнитов. При этом все магниты в блоке соединены параллельно, потоки их входят в магнитопроводы и суммируются на рабочих полюсах, образуя общий рабочий поток магнитной системы. Предмет 3 притягивается к рабочим торцам магнитопроводов и является частью магнитной цепи.

1 - магниты; 2 - магнитопроводы; 3 - притягиваемый предмет

Рисунок 1 - Магнитные системы с параллельным соединением магнитов:
а - П-образная система с прямыми магнитопроводами;
б, в, г - П-образные системы с магнитопроводами переменного сечения

При параллельном соединении магнитов расчетная величина площади поперечного сечения магнита $\mathbf{S_м}$ равна сумме сечений всех магнитов в блоке, а длина магнита $\ell_{\mathbf{м}}$ - длине отдельного магнита (в случае равенства длин магнитов). Коэффициент размагничивания магнитного блока равен коэффициенту размагничивания отдельного магнита.

Из основной функциональной задачи ловителя бурового инструмента – обеспечения надежного захвата и извлечения металла из скважины – следует важность правильного определения силы притяжения магнитного устройства, которая находится по формуле Максвелла

$$\boldsymbol{P = \frac{1}{\mu_0} \oint_S \left(\overline{B}\,\overline{n} - \frac{1}{2} B^2 \overline{n}\right) dS,} \qquad (1)$$

где $\overline{B}$ - вектор индукции на внешней стороне элемента поверхности $\boldsymbol{dS}$; $\overline{n}$ - единичная внешняя нормаль элемента поверхности **S.**

Результирующая сила притяжения, определяемая по формуле (1), является геометрической суммой сил, действующих на элементарные площадки притягиваемого предмета. Ес-

ли вектор индукции $\overline{B}$ везде нормален к поверхности интегрирования, то $(\overline{B}\,\overline{n}) = B^2 n$ и формула (1) упрощается до вида

$$P = \frac{1}{2\mu_0}\oint_S B^2 \overline{n} dS, \qquad (2)$$

Для магнитного потока, проходящего через любое сечение, справедливы равенства:

$$\Phi = \int B dS; \quad \Phi = FG. \qquad (3)$$

Из них имеем

$$B = \frac{d\Phi}{dS}; \quad d\Phi = FdG. \qquad (4)$$

Тогда

$$B = \frac{FdG}{dS}. \qquad (5)$$

Таким образом, решение задачи по проектированию магнитной системы требует предварительного достаточно точного описания потокораспределения, и, следовательно, определения проводимостей участков магнитной цепи.

Исходными уравнениями для расчета магнитных цепей являются:
для узла магнитной цепи (1 закон Кирхгофа)

$$\sum \Phi = 0; \qquad (6)$$

для участка магнитной цепи (закон Ома)

$$\Phi = \frac{F}{R} = FG; \qquad (7)$$

для замкнутого контура (II закон Кирхгофа)

$$\sum F = \sum \Phi R. \qquad (8)$$

Решая уравнение Лапласса

$$\Delta\varphi = 0, \qquad (9)$$

учитывающего скалярный магнитный потенциал поля для области рабочего зазора, имеем магнитный поток одного из полюсов

$$\Phi_б = \mu_0 \iint grad_n \varphi dS, \qquad (10)$$

где $grad_n \varphi$ – проекция градиента потенциала на внешнюю нормаль **n** и к элементу поверхности $dS$.

Упрощаем решение задачи, учитывая (3) и (7), определяем

$$\Phi_\delta = F\mu_0 S_\delta / \delta. \qquad (11)$$

Полный поток в нейтральном сечении магнита определяется по формуле

$$\Phi_м = \sum \Phi_{Mi} = \sum (S_{Mi} B_{Mi}), \qquad (12)$$

где $\Phi_{Mi}$ – поток i-того участка магнита; $S_{Mi}$ и $B_{Mi}$ - площадь сечения и индукция i-того участка магнита (рисунок 3).

Согласно закону Ома для магнитной цепи (7), магнитный поток неизменен при **F=const** и $\mathbf{R_M}$**=const**. В первом приближении принимаем $B_{Mi}$**=const** и из уравнения (12) определяем индукцию в нейтральном сечении магнита

$$\mathbf{B_M} = \sum \Phi_M / \sum \mathbf{S}_м . \qquad (13)$$

Учитывая (11), получаем индукцию в рабочем зазоре

$$\mathbf{B}_\delta = \frac{\sum \mathbf{\Phi_M \sigma}}{\mathbf{S}_\delta}. \qquad (14)$$

Разделив обе части равенств (13) и (14) друг на друга, получим:

$$\frac{\mathbf{B}_\delta}{\mathbf{B}_м} = \frac{1}{\sigma}\frac{\sum \mathbf{S}_м}{\mathbf{S}_\delta} \text{ или } \mathbf{B}_\delta = \mathbf{B}_м \frac{\sum \mathbf{S}_м}{\mathbf{S}_\delta}\frac{1}{\sigma}. \qquad (15)$$

Таким образом, анализ потокораспределения в системе, изображенной на рисунке 1,а, показывает, что данная компоновка магнитной системы, в отличие от всех, рассмотренных ранее, имеет важную для применения в магнитных ловителях принципиальную особенность.

Магнитная система с параллельным соединением магнитов способна трансформировать магнитную индукцию, что вытекает из уравнения (15).

Явление трансформации магнитной индукции в системах с ферритовыми и редкоземельными магнитами объясняется следующим образом. Поскольку $S_\delta<\Sigma S_M$, то, согласно (15), $B_\delta>B_M$. Поэтому, увеличивая суммарную площадь поперечного сечения магнитов $\Sigma S_M$ по отношению к площади полюса $S_\delta$, можно повысить индукцию на полюсах магнитной системы до значения, близкого к насыщению. При этом будет достигнута максимально возможная для данной конструкции сила притяжения (МСП).

Коэффициент трансформации магнитной индукции выражается уравнением

$$\nu = \frac{B_{\delta ср}}{B_{мср}}, \qquad (16)$$

где $B_{\delta ср}$ и $B_{Мср}$ - средние значения индукции в рабочем зазоре и нейтральном сечении магнита.

Следует различать геометрический коэффициент трансформации магнитной индукции $\nu_г$ и фактический, определяемый по формуле (16). Значение $\nu_г$ находится из уравнения

$$\nu_г = \frac{\sum S_м}{S_\delta}. \qquad (17)$$

Фактический коэффициент меньше геометрического на величину коэффициента рассеивания системы: $\nu=\nu_г/\sigma$.

Таким образом,

$$\nu = \frac{B_{\delta ср}}{B_{Мср}} = \frac{\sum S_м}{S_\delta \sigma}. \qquad (18)$$

Следовательно, коэффициент трансформации магнитной индукции находится в обратно пропорциональной зависимости к коэффициенту рассеивания магнитной системы.

Необходимо отметить, что выражения (17) и (18) получены при целом ряде допущений и не являются достаточно строгими, но они дают возможность проанализировать влияние ряда факторов на эффективность концентрации магнитной энергии в рабочем зазоре.

Максимальное значение $\nu_{max}$ для обеспечения индукции насыщения полюсов $B_{\delta н}$

$$\nu_{max} = \frac{B_{\delta H}}{B_{Мср}}. \qquad (19)$$

Для магнитных систем с магнитопроводами из стали Ст.3 на феррито-бариевых магнитах значение $\nu$ приближенно составляет

$$\nu=(2{,}1/0{,}23)/\sigma=9{,}1/\sigma;$$

для систем на редкоземельных магнитах

$$\nu=(2{,}1/0{,}6)/\sigma=3{,}5/\sigma.$$

Отметим, что в трансформации магнитной индукции заложен принцип суммирования энергии постоянных магнитов и возможность увеличения параметров магнитных устройств и их эффективности.

Определим удельную силу притяжения на единицу площади полюсов

$$P_{уд} = \frac{P}{S_\delta} = \frac{B^2}{2\mu_0}. \qquad (20)$$

Подставляя в уравнение (20) $\mu_0=4\pi\cdot10^{-7}$ **Гн/м** и выражая **B** в Т, получаем более удобное выражение

$$P_{уд} = 40{,}6\cdot B^2, \text{ Н / см}^2. \qquad (21)$$

Максимальное значение $\mathbf{P_{уд}}$ при насыщении магнитопроводов, изготовленных из пермендюра, составляет $\mathbf{P_{уд}}$= 40,6·2,4$^2$ = 233,8 Н/см$^2$, из стали Ст.3 - $\mathbf{P_{уд}}$=40,6·2,1$^2$=199,0 Н/см$^2$.

Анализ потокораспределения в магнитопроводах системы, изображенной на рисунке 1,а, показывает, что максимальные значения потока и индукции создаются на рабочих полюсах и с удалением от них убывают по определенным законам $\mathbf{\Phi=f_1(\ell); B=f_2(\ell)}$, где $\ell$ - координата по оси магнитной системы. При этом рационально уменьшать площадь поперечного сечения магнитопроводов с удалением от рабочих полюсов, выполнив магнитопроводы ступенчатой формы (рисунок 1,б). Это позволит увеличить разность магнитных потенциалов на полюсах магнитов $F_M=H_M\ell_M$, разместив между магнитопроводами магниты большей длины. С увеличением длины магнитов также уменьшается коэффициент размагничивания формы, что повышает индукцию в нейтральном сечении магнита $\mathbf{B_M}$ и на полюсах $\mathbf{B\delta}$. Увеличение длины магнита позволяет поднять тяговую характеристику устройства при больших зазорах. В связи с этим, более рациональными являются П-образные системы с магнитопроводами клинообразной (рисунок 1,в) и более сложной формы (рисунок 1,г). Следует отметить как недостаток худшую технологичность магнитных систем с магнитами сложной формы.

Принцип параллельного соединения магнитов позволяет выполнить двух- и более связные магнитные системы, применяемые в устройствах с мощным магнитным полем в рабочем зазоре. Известно, что в многосвязных системах обеспечивается более эффективное использование магнитной энергии материала.

Примеры выполнения двух и четырехсвязной систем показаны на рисунке 2.

1 - магниты; 2 - магнитопроводы; 3 - притягиваемый предмет

Рисунок 2 - Двухсвязная (а) и четырехсвязная (б) магнитные системы с параллельным соединением магнитов

Достоинства их заключаются также в меньшей длине прохождения магнитного потока между полюсами на рабочем торце системы, а также в наличии на нем нескольких разноименных полюсов, что облегчает захват и удержание различных предметов с неровной поверхностью, т.е. обладают большей универсальностью.

Вместе с тем, большой коэффициент рассеивания $\sigma$ этих систем и меньшая длина $\ell_M$ используемых магнитов приводят к уменьшению индукции на полюсах и не позволяют реализовать в магнитных ловителях преимущества известных многосвязных магнитных систем. Варианты конструктивных решений магнитных систем не ограничиваются приведенными примерами.

Все рассмотренные магнитные системы не отвечают важнейшему требованию, предъявляемому к системам ловителей бурового инструмента, - отсутствию полей рассеивания на внешних нерабочих поверхностях. Это вызывает необходимость экранирования системы в магнитном ловителе. На рисунке 3 изображена магнитная система с экранирующим корпусом. Стальной корпус-экран замыкает на себя внешние потоки рассеивания, но при этом шунтирует магнитную систему. Несмотря на ухудшение характеристик, экранирование известных конструкций магнитных систем с параллельным соединением магнитов является необходимой мерой, позволяющей применять их в ловителях бурового инструмента.

Рисунок 3 - П-образная экранированная магнитная система с параллельным соединением магнитов

В расчете принимаем однослойную конструкцию корпуса-экрана. Толщина стенки экрана, применяемого для шунтирования постоянных магнитных полей, выбирается так, чтобы рабочая точка, определяющая его магнитное состояние, лежала на линейном участке основной кривой намагничивания ниже ее «колена». В этой зоне магнитная проницаемость постоянна и близка к максимальной $(\mu_r \approx \mu_{max})$. Поверхность экрана принимается эквипотенциальной.

Коэффициент экранирования однослойного экрана равен

$$\mathbf{K_э = \frac{\mu_г}{4{,}5}\left[1-\left(\frac{R_{вн}}{R_{нар}}\right)^3\right]}, \qquad (22)$$

где $\mathbf{R_{нар} = D_1 / 2;\ R_{вн} = D_2 / 2}$ (рисунок 3).

В дальнейшем задача сводится к определению относительной толщины экрана $\mathbf{\Delta/R_{нар}}$.

Зависимость $\mathbf{\Delta/R_{нар}}$ с учетом (22) определяется по формуле

$$\mathbf{\Delta / R_{нар} = 1 - \sqrt[3]{1 - 4{,}5K_э / \mu_г}}. \qquad (23)$$

Принимаем коэффициент экранирования $\mathbf{K_э=50}$. Наружный радиус экрана $\mathbf{R_{нар}=47{,}5}$ **мм** (диаметр буровой скважины 105 мм). При $\mathbf{\mu_г \approx 400}$ (сталь Ст.3, Ст. 20) толщина стенки экрана составляет

$$\mathbf{R_{нар}-R_{вн}<0{,}03 \cdot R_{нар}\approx 1{,}5\ мм.}$$

Из условия прочности принимаем толщину стенки корпуса-экрана равной 3 мм, что также улучшает экранирование.

Применение ферромагнитных экранов необходимо в ряде конструкций магнитных систем. Так, например, авторами разработано магнитное устройство (а.с. № 1124140 от 15.11.84), которое может быть использовано в горно-транспортном оборудовании, с применением подвижных экранирующих пластин.

Подводя итог анализу магнитных ловителей бурового инструмента с параллельным соединением магнитов [2], отметим следующие их достоинства:

1. Принципиальная возможность формирования суммарного магнитного потока отдельных магнитов, входящих в систему, и достижения максимальной индукции насыщения на всей площади полюсов ловителя.
2. Возможность выполнения ловителей бурового инструмента на основе многосвязных магнитных систем.
3. Простота конструкции магнитных ловителей и использование магнитов простых геометрических форм.
4. Надежность и механическая прочность конструкции магнитных ловителей. Постоянные магниты, являющиеся наименее прочными элементами магнитной системы, не нагружаются давлением ловителя на забой скважины.

Список литературы

1. Кобылянский М.Т. Ликвидация аварий в скважинах магнитными ловителями бурового инструмента//Справочник. Инженерный журнал. – 2010. - № 10. – С. 13-15.
2. Кобылянский М.Т. Область эффективного использования и перспективы совершенствования магнитных ловильных устройств//Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири. Сибресурс 2010: Материалы XIII Международной научно-практической конференции, 28-29 октяб. 2010 г., Кемерово, 2010. – С. 192-193.

УДК 622.647

## ВИНТОВОЙ ПЕРЕГРУЖАТЕЛЬ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА

***Кобылянский Д.М.***
***Кузбасский государственный технический университет***
***г. Кемерово***

В отечественной и мировой практике находит широкое применение модульный принцип создания машин.

Научно–методический материал по расчёту и конструированию важнейших функциональных модулей проходческих комплексов (геоходов) накоплен в лаборатории проходче-

ских комплексов Института угля и углехимии СО РАН исследованиями таких учёных, как В. Ф. Горбунов, В. В. Аксёнов, А. Ф. Эллер, В. Д. Нагорный, В. Ю. Садовец [1].

Геоход типа ЭЛАНГ включает в себя следующие основные функциональные модули: винтовую секцию (ВС), концевую секцию (КС), режущую секцию (РС), исполнительный орган (ИО), механизм вращения (МВ), насосную станцию (НС), погрузочное устройство (ПУ), опалубочную секцию (ОС), механизм надвига (МН).

Следует отметить, что такая технологическая операция, как погрузка отделённой от забоя горной массы в основное транспортное средство, расположенное в проходимой выработке, является одной из наиболее важных в технологическом цикле работы геохода. Поэтому от надёжности, безопасности погрузочного устройства во многом зависит надёжная и эффективная работа геохода в целом.

Сформулируем основные требования, предъявляемые к погрузочному устройству геохода.

1. Транспортирующая способность погрузчика должна быть не ниже производительности ИО геохода.
2. Погрузчик должен обеспечивать транспортирование пород с различными физико-механическими свойствами и определённой кусковатости, а также перемежающихся вязких, глинистых пород, известняков и песчаников.
3. Небольшие габариты, масса, простота обслуживания и ремонта.
4. Простота конструкции и надёжность в работе.
5. Отсутствие пылеобразования.
6. Конструкция погрузчика должна быть безопасной в эксплуатации.

Специфичность условий эксплуатации погрузочного устройства выражается в стеснённости рабочего пространства, близости к другим механизмам геохода и небольшой длине транспортирования горной массы.

В процессе работы геохода порода, отделённая исполнительным органом, осыпается в нижнюю часть винтовой секции. Компоновка геохода ЭЛАНГ предусматривает размещение погрузочного устройства в центральной части агрегата вдоль его продольной оси. Для подъёма горной массы из нижней части винтовой секции целесообразно использовать в качестве промежуточной ступени простой и надёжный роторный погрузчик с гравитационной разгрузкой (учитывая малую скорость вращения), размещённый внутри винтовой секции сразу за режущей секцией.

Возможны два наиболее предпочтительных варианта исполнения роторного погрузчика:

1. Погрузочные лопасти прикреплены непосредственно к внутренней поверхности винтовой секции и вращаются заодно с ней.
2. Роторный погрузчик с собственным приводом.

Расчёт первого, более простого варианта погрузчика показывает, что объём межлопастного пространства погрузочного ротора должен быть равен (или несколько больше) объёму горной массы, отделяемому за один оборот головной секции агрегата (рисунки 1 - 2).

Рисунок 1 – Схема к определению длины головной секции с учетом ее погрузочной способности

Рисунок 2 – Схема к расчету объема горной массы в погрузочном роторе

Поскольку заполнение ёмкостей ротора происходит в нижней зоне, а выгрузка – в верхней, то постоянно заполнена горной массой примерно лишь половина межлопастного пространства.

Определена длина секции погрузчика, найденная из условия, что межлопастная ёмкость полностью заполняется на внутреннем полупериметре головной секции, которая затем осыпается в основное перегрузочное устройство

$$L_C = \frac{2R_Л{}^2 h_B K_P}{[(R_Л{}^2 - r_Л{}^2)\psi_H - (R_Л{}^2 - r_Л^2)]}, \text{ м}, \qquad (1)$$

где $R_Л$ – радиус оболочки головной секции у основания винтовой лопасти, м; $h_B$ – шаг винтовой лопасти, м; $K_P$ – коэффициент разрыхления породы; $\psi_H$ – коэффициент заполнения межлопастного пространства; $r_Л$ – расстояние от оси агрегата до окружности, вписанной в концы лопастей, м.

Расчёты, показывающие характер изменения длины загрузочного пояса головной секции в зависимости от высоты лопасти $h_Л$ в идеальных и реальных условиях функционирования проходческого агрегата ЭЛАНГ, оформлены в виде графиков [1] и представлены на рисунке 3 ( $Q$=25м$^3$/мин).

Из графиков видно, что при полном заполнении межлопастного пространства ($\psi_H$ =1) и высоте лопасти в пределах 0,35-0,42 м приемлемая длина загрузочного пояса секции велика и составляет 2,0-2,3 м. В реальных условиях проведения выработок такая длина секции неприемлема, так как ухудшается способность маневрирования агрегата.

Таким образом, рассматриваем второй вариант роторного погрузчика с индивидуальным приводом.

Рисунок 3 – Графики изменения длины секции в зависимости от высоты лопасти загрузочного пояса

Производительность роторного погрузчика определяется выражением

$$P_P = \psi_H q_K i_K n_P, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (2)$$

где $q_K$ – объём единичной ёмкости, м$^3$; $i_K$ – общее число ёмкостей ротора; $n_P$ – частота вращения ротора, мин$^{-1}$.

Теоретическая производительность исполнительного агрегата ЭЛАНГа выражается уравнением

$$Q_A = n_P R_Л^2 \upsilon_П K_P, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3)$$

где $\upsilon_П$ - продольная скорость подачи агрегата, м/мин.

Объём единичной ёмкости с учётом уравнений 2 и 3 равен:

$$q_K = \frac{[30\pi R_Л^2 K_P \sqrt{(h_B/2\pi)^2 + R_Л^2 \sin\alpha_Л \omega_A}]}{\psi_H i_K n_P}, \text{ м}^3, \quad (4)$$

где $\alpha_Л$ - угол подъёма винтовой лопасти, град; $\omega_A$ - угловая скорость поворота головной секции ЭЛАНГа, рад/с.

Геометрическая единичная ёмкость $q_K$ формируется высотой загрузочной лопасти $h_Л$, её длиной $I_Л$ и шагом установки $t_Л$. Длину лопасти $I_Л$ ротора целесообразно принимать в пределах (0,7÷0,85)$L_C$.

Произведём примерный расчёт роторного погрузчика для следующих исходных данных: $Q_P$=9,25м$^3$/мин; $D$=3,7м; $\psi_H$ =0,12.

Параметры роторного погрузчика составили:

$t_Л$ =0,7м; $I_Л$ =0,65; $L_C$=0,78м; $h_Л$ =0,14м; $q_K$ =0,0752м$^3$; $n_P$ =1,1мин$^{-1}$.

В результате можно сделать вывод, что второй вариант роторного погрузчика с индивидуальным приводом обладает значительно лучшими параметрами, чем первый вариант, и может быть использован в качестве промежуточного звена для подачи горной массы в перегрузочное устройство, расположенное вдоль оси головной секции.

В качестве перегрузочного устройства может быть использован пресс-погрузчик периодического действия или перегружатель ППЛ-1К. Пресс-погрузчик имеет невысокую производительность и надёжность, что выявилось в процессе испытаний геохода ЭЛАНГ–3. Работа ленточного перегружателя ППЛ-1К сопровождается значительным износом ленты при транспортировании крупнокусковых абразивных материалов.

Анализируя требования, предъявляемые к перегрузочному устройству геохода (см. выше), а также рассматривая в качестве возможных вариантов различные типы транспортирующих устройств непрерывного и циклического действия, можно сделать следующий вывод: в наибольшей степени сформулированным требованиям, технологическим и конструктивным условиям удовлетворяют винтовые конвейеры [2].

Технико–экономическая эффективность применения винтовых конвейеров обеспечивается их достоинствами: простотой устройства, невысокой стоимостью изготовления, компактностью в поперечном сечении, возможностью герметизации жёлоба, удобством и простотой загрузки и разгрузки в любом месте, простотой обслуживания в процессе эксплуатации, а такие возможностью транспортирования материалов с различными физико-механическими свойствами (сыпучих, абразивных, влажных, липких, и др.).

Список литературы

1. Эллер, А. Ф. Винтоповоротные проходческие агрегаты/А. Ф. Эллер, В. Ф. Горбунов, В. В. Аксёнов. – Новосибирск: ВО Наука. Сибирская издательская фирма, 1992. – 192 с.

2.Кобылянский, Д.М. Обоснование конструктивных и режимных параметров винтового перегружателя геохода: дис. канд. техн. наук: 05.05.06: защищена 29.05.08. – Кемерово, 2008. – 185 с.

УДК 622.271.3

# ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РАЗРАБОТКИ НАНОСОВ И ВСКРЫШНЫХ ПОРОД В БЕЗУГОЛЬНОЙ ЗОНЕ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНО-ОТВАЛЬНЫМ КОМПЛЕКСОМ

***Курехин Е.В.***
***Кузбасский государственный технический университет***
***г. Кемерово***

При проектировании малых разрезов, строительство которых осуществляется в настоящее время и продолжится в перспективе, актуальным является вопрос комплектации оборудования. Особенности решения этого вопроса связаны с требованием минимизации капитальных вложений и ограничением в технологическом плане насыщения таких разрезов выемочно-погрузочным и транспортным оборудованием.

При разработке карьерных полей выполняются три вида горных работ: разработка наносов, коренных пород в безугольной и угленасыщенной (по междупластьям) зонах, а также угольных пластов.

Анализ показателей действующих малых разрезов показывает, что на них применяется минимальное число экскаваторов при совмещении ими выполнения разных видов горных работ.

В статье изложены результаты исследования по определению области и границ применения одного экскаваторно-автомобильно-отвального комплекса (ЭАО) для разработки малого разреза. Принимаемый комплекс отрабатывает основные объемы вскрыши – наносы (Н) и вскрышные породы в безугольной зоне (Б) (рисунок1 а, б). Расчет комплекса произведен при наклонном и крутом залегании пластов.

Рисунок1 - Схема отработки наносов и вскрышных пород в безугольной зоне:
а – наклонного; б – крутого залегания пластов

На рисунке 1 приняты обозначения: $H_{k.k}$ – глубина карьерного поля; $B_k$, $B_D$ – ширина карьерного поля соответственно по поверхности и дну; $m_H$ – мощность наносов; $\gamma_{Н.В}$, $\gamma_{Н.Л}$ – углы откосов нерабочего борта карьерного поля соответственно по лежачему и висячему боку.

Принят следующий порядок выполнения исследования.

1. Определяется объем вскрышных пород и запасы угля всего карьерного поля с разделением на соответствующие виды (наносы, скальные породы, уголь). Методика расчета объемов изложена в работе [1].

2. В соответствии с принятым сроком службы разреза определяются проектная мощность по углю, годовые объемы вскрыши всего и по видам горных работ [1, 2].

3. С учетом годового объема определенного вида работ выбирается тип и модель выемочной машины с вместимостью ковша, обеспечивающей выполнение проектного годового объема.

4. Для принятия обоснования типа и модели экскаватора подбирается, в соответствии с общими принципами комплексной механизации, модель бурового станка, автосамосвала, бульдозера и погрузчика на угольном складе.

Ниже приведена методика технико-экономической оценки применения одного ЭАО комплекса по двум видам работ (Н, Б) (таблицы 1-10).

Таблица 1 - Вместимость ковша экскаватора при разработке наносов и коренных пород в безугольной зоне, $м^3$

| Объект разработки | | Расчетная формула | Номер формулы |
|---|---|---|---|
| Наносы | Н | $E^{НБ} = \frac{(V_{Н.Г} + V_{КП.БУ.З.Г}) \cdot t_Ц}{3600 \cdot T_{СМ} \cdot К_Э \cdot К_З \cdot К_И \cdot n_{СМ} \cdot n_Г}$, | (1) |
| Скальная порода (безугольная зона) | Б | | |

где $V_{Н.Г}$ – годовой объем наносов, $м^3$ [1]; $V_{КП.БУ.З.Г}$ – годовой объем коренных пород в безугольной зоне $м^3$ [1]; $t_Ц$ - время цикла на выемке скальных пород, с.; $К_Э$ - коэффициент экскавации по коренным породам; $T_{СМ}$ – продолжительность смены ($T_{СМ}$=8 ч); $К_З$ – коэффициент влияния параметров забоя; $К_И$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены; $n_{СМ}$ – количество смен работы экскаватора в течение суток ($n_{СМ}$=3); $n_Г$ – количество рабочих дней экскаватора в году ($n_Г$=252).

Таблица 2 - Сменная эксплуатационная производительность экскаватора по видам работ, $м^3$/см

| Объект разработки | | Расчетная формула | Номер формулы |
|---|---|---|---|
| Наносы | Н | $Q^{Н}_{Э.СМ} = 3600 \cdot E^{НБ} \cdot К^{Н}_{Э} \cdot T_{СМ} \cdot К_И / t^{Н}_{Ц}$; | (2) |
| Скальная порода (безугольная зона) | Б | $Q^{СК}_{Э.СМ} = 3600 \cdot E^{НБ} \cdot К_Э \cdot T_{СМ} \cdot К_И / t_Ц$, | (3) |

где $К^{Н}_{Э}$ - коэффициент экскавации по наносам; $t^{Н}_{Ц}$- время цикла экскаватора на выемке наносов, с.

Таблица 3 - Количество смен экскаватора по видам работ

| Объект разработки | | Расчетная формула | Номер формулы |
|---|---|---|---|
| Наносы | Н | $N^{Н}_{СМ} = \frac{V_{Н.Г}}{Q^{Н}_{Э.СМ}}$. | (4) |
| Скальная порода (безугольная зона) | Б | $N^{СК}_{СМ} = \frac{V_{КП.БУ.З.Г}}{Q^{СК}_{Э.СМ}}$. | (5) |

Таблица 4 - Годовая производительность экскаватора по видам работ, $м^3$/см

| Объект разработки | | Расчетная формула | Номер формулы |
|---|---|---|---|
| Наносы | Н | $Q^{Н}_{Э.Г} = Q^{Н}_{Э.СМ} \cdot N^{Н}_{СМ}$. | (6) |
| Скальная порода (безугольная зона) | Б | $Q^{СК}_{Э.Г} = Q^{СК}_{Э.СМ} \cdot N^{СК}_{СМ}$. | (7) |

Таблица 5 - Коэффициент разрыхления и плотность вскрышных пород и угля

| Объект разработки | Коэффициент разрыхления (КР) | Плотность, т/м3 |
|---|---|---|
| Наносы ($К_{Р.Н}$) | 1,2 | 1,8 |
| Скальная порода ($К_{Р}.С_{К}$) | 1,4 | 2,5 |

Таблица 6 - Объём вскрыши, перевозимый автосамосвалом за рейс по видам работ, м$^3$

| Объект разработки | | Расчетная формула | Номер формулы |
|---|---|---|---|
| Наносы | Н | $V_Р^Н = q_А^{НБ} \cdot К_{И.Г} \cdot К_Р^Н / \rho^Н$, | (8) |
| Скальная порода (безугольная зона) | Б | $V_Р^{СК} = q_А^{НБ} \cdot К_{И.Г} \cdot К_Р^{СК} / \rho^{СК}$, | (9) |

где $q_А^{НБ}$ - грузоподъемность автосамосвала, т.; КИ.Г – коэффициент использования грузоподъемности; $К_Р^Н$, $К_Р^{СК}$, - коэффициент разрыхления соответственно наносов, коренных пород; $\rho^Н$, $\rho^{СК}$- плотность соответственно наносов, скальных пород, т/м$^3$.

Таблица 7 - Время погрузки автосамосвала по видам работ, час

| Объект разработки | | Расчетная формула | Номер формулы |
|---|---|---|---|
| Наносы | Н | $t_П^Н = \dfrac{V_Р^Н \cdot t_Ц^Н}{60 \cdot Е^{НБ} \cdot К_Э^Н}$. | (10) |
| Скальная порода (безугольная зона) | Б | $t_П^{СК} = \dfrac{V_Р^{СК} \cdot t_Ц^{СК}}{60 \cdot Е^{НБ} \cdot К_Э^{СК}}$. | (11) |

Таблица 8 - Время движение автосамосвала, час

| Объект разработки | | | Расчетная формула | Номер формулы |
|---|---|---|---|---|
| Наносы | Н | С грузом | $t_{ДВ.ГР}^Н = К_{РТ} \cdot \left( \dfrac{60 \cdot L_Н}{\upsilon_Н} + \dfrac{60 \cdot L_{СТ}}{\upsilon_{СТ}} + \dfrac{60 \cdot L_{ОТ}}{\upsilon_{ОТ}} \right)$, | (12) |
| | | Без груза | $t_{ДВ.П}^Н = К_{РТ} \cdot \left( \dfrac{60 \cdot L_Н}{\upsilon'_Н} + \dfrac{60 \cdot L_{СТ}}{\upsilon'_{СТ}} + \dfrac{60 \cdot L_{ОТ}}{\upsilon'_{ОТ}} \right)$ | (13) |
| | | | $t_{ДВ}^Н = t_{ДВ.ГР}^Н + t_{ДВ.П}^Н$ | (14) |
| Скальная порода (безугольная зона) | Б | С грузом | $t_{ДВ.ГР}^{СК} = К_{РТ} \cdot \left( \dfrac{60 \cdot L_{СК}}{\upsilon_{БСК}} + \dfrac{60 \cdot L_{СТ}}{\upsilon_{СТ}} + \dfrac{60 \cdot L_{ОТ}}{\upsilon_{ОТ}} \right)$, | (15) |
| | | Без груза | $t_{ДВ.П}^{СК} = К_{РТ} \cdot \left( \dfrac{60 \cdot L_{СК}}{\upsilon'_{СК}} + \dfrac{60 \cdot L_{СТ}}{\upsilon'_{СТ}} + \dfrac{60 \cdot L_{ОТ}}{\upsilon'_{ОТ}} \right)$, | (16) |
| | | | $t_{ДВ}^{СК} = t_{ДВ.ГР}^{СК} + t_{ДВ.П}^{СК}$ | (17) |

где $К_{РТ}$ – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала ($К_{РТ}$=1,1); $L_Н$, $L_Б$, $L_{СТ}$, $L_{ОТ}$ – дальность транспортирования при перевозке соответственно: наносов, ко-

ренных пород в безугольной зоне, по стационарным дорогам от карьера до отвала и дальность дорог на отвале, км.; $\upsilon_{Н}$, $\upsilon_{СТ}$, $\upsilon_{ОТ}$ и $\upsilon'_{Н}$, $\upsilon'_{СТ}$, $\upsilon'_{ОТ}$ – скорости движения автосамосвала, соответственно, в груженом и порожнем направлениях, по наносам, стационарным и отвальным автодорогам, км/ч.

Таблица 9 - Время (мин.) и количество рейсов автосамосвала

| Объект разработки | | Расчетная формула | Номер формулы |
|---|---|---|---|
| Наносы | Н | $T_Р^Н = t_П^Н + t_{ДВ}^Н + t_Р + t_М + t_{ОЖ}$. | (18) |
| | | $N_Р^Н = 60/T_Р^Н$ | (19) |
| Скальная порода (безугольная зона) | Б | $T_Р^{СК} = t_П^{СК} + t_{ДВ}^{СК} + t_Р + t_М + t_{ОЖ}$ | (20) |
| | | $N_Р^{СК} = 60/T_Р^{СК}$ | (21) |

Таблица 10 - Производительность автосамосвала на выемке вскрышных пород, м$^3$

| Объект разработки | | Расчетная формула | Номер формулы |
|---|---|---|---|
| Сменная производительность автосамосвала, м$^3$ | | | |
| Наносы | Н | $Q_{А.СМ}^Н = V_Р^{НБ} \cdot N_Р^Н \cdot T_{СМ} \cdot К_{ИА}$. | (22) |
| Скальная порода (безугольная зона) | Б | $Q_{А.СМ}^{СК} = V_Р^{СК} \cdot N_Р^{СК} \cdot T_{СМ} \cdot К_{ИА}$. | (23) |
| Годовая производительность автосамосвала, м$^3$ | | | |
| Наносы | Н | $Q_{А.Г}^Н = Q_{А.СМ}^Н \cdot N_{СМ}^Н$. | (24) |
| Скальная порода (безугольная зона) | Б | $Q_{А.Г}^{СК} = Q_{А.СМ}^{СК} \cdot N_{СМ}^{СК}$, | (25) |

где $К_{ИА}$ – коэффициент использования автосамосвала в течение смены.

Стоимостные затраты на выемку и погрузку наносов и коренных пород в безугольной зоне, руб./м$^3$

$$С_Э^{НБ} = \frac{С_{Г.Э}}{Q_{Э.Г}^Н + Q_{Э.Г}^Б}. \quad (26)$$

Стоимостные затраты (р.) на автотранспортирование наносов и коренных пород в безугольной зоне, руб./м$^3$

$$С_А^{НБ} = \frac{С_{Г.А}}{Q_{А.Г}^Н + Q_{А.Г}^Б}. \quad (27)$$

Стоимостные затраты на отвалообразование наносов и коренных пород в безугольной зоне, руб./м$^3$

$$С_О^{НБ} = \frac{С_{Г.О}}{Q_{О.Г}^Н + Q_{О.Г}^Б}, \quad (28)$$

где $С_{Г.Э}$, $С_{Г.А}$, $С_{Г.Б}$ - годовые эксплуатационные затраты с учетом капитальных вложений соответственно: экскаватора, автосамосвала и бульдозера, руб.

Суммарные стоимостные затраты на разработку наносов и вскрышных пород одним ЭАО комплеском, руб./м$^3$

$$C_{В}^{НБ} = C_{Э}^{НБ} + C_{А}^{НБ} + C_{О}^{НБ}. \quad (29)$$

В расчетах приняты: срок службы разреза 7 лет.; мощность свиты пластов 60 м; мощность наносов 5 м; длина карьера по дну 1,0 км; рельеф поверхности – горизонтальный; $V_{Н.Б}$ – суммарный объемы наносов и коренных пород в безугольной зоне, тыс.т/г.; $К_{СР}$ - средний эксплуатационный коэффициент вскрыши с учетом наносов, м$^3$/т.

На основании проведенного исследования можно сделать следующее заключение.

Рекомендуемая вместимость ковша существенно зависит от параметров залежи и глубины её разработки (таблица 11):

Таблица 11 - Показатели разработки наносов и коренных пород в безугольной зоне ЭАО комплексом (комплекс № 1) малого угольного разреза

| $H_{k.k}$, м | φ, град. | $V_{Н.Б}$, тыс.т/г | $К_{СР}$, м$^3$/т | $E^{НБ}$, м$^3$ | $q_{А}^{НБ}$, т | $C_{В}^{НБ}$, руб./м$^3$ |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 40 | 20 | 758 | 4,1 | 2,0 | 30 | 16,3 |
| | 40 | 465 | 4,5 | 1,2 | 30 | 18,4 |
| | 60 | 444 | 5,2 | 1,1 | 30 | 18,7 |
| | 80 | 437 | 5,5 | 1,1 | 30 | 18,7 |
| 50 | 20 | 1072 | 4,4 | 2,8 | 30 | 15,2 |
| | 40 | 664 | 4,8 | 1,7 | 30 | 16,8 |
| | 60 | 641 | 5,6 | 1,7 | 30 | 16,9 |
| | 80 | 633 | 6,0 | 1,6 | 30 | 17,0 |
| 60 | 20 | 1452 | 4,7 | 3,8 | 45 | 14,7 |
| | 40 | 904 | 5,1 | 2,3 | 30 | 15,7 |
| | 60 | 879 | 6,1 | 2,3 | 30 | 15,8 |
| | 80 | 870 | 6,6 | 2,3 | 30 | 15,8 |
| 70 | 20 | 1879 | 4,9 | 4,9 | 45 | 14,0 |
| | 40 | 1185 | 5,5 | 3,1 | 30 | 14,9 |
| | 60 | 1157 | 6,5 | 3,0 | 30 | 15,0 |
| | 80 | 1148 | 7,1 | 3,0 | 30 | 15,0 |
| 80 | 20 | 2408 | 5,2 | 6,2 | 75 | 14,6 |
| | 40 | 1508 | 5,8 | 3,9 | 45 | 14,6 |
| | 60 | 1478 | 7,0 | 3,8 | 45 | 14,6 |
| | 80 | 1467 | 7,7 | 3,8 | 45 | 14,6 |
| 90 | 20 | 2987 | 5,5 | 7,7 | 75 | 14,0 |
| | 40 | 1873 | 6,2 | 4,8 | 45 | 14,0 |
| | 60 | 1840 | 7,5 | 4,8 | 45 | 14,1 |
| | 80 | 1829 | 8,2 | 4,7 | 45 | 14,1 |
| 100 | 20 | 3633 | 5,8 | 9,4 | 75 | 13,6 |
| | 40 | 2281 | 6,5 | 5,9 | 75 | 14,7 |
| | 60 | 2245 | 8,0 | 5,8 | 75 | 14,8 |
| | 80 | 2233 | 8,8 | 5,8 | 75 | 14,8 |

– с увеличением угла залегания наклонных пластов (20÷40°) вместимость ковша уменьшается по степенной зависимости в 1,5 – 1,6 раза;

– при крутом залегании (41÷80°) уменьшение вместимости по линейной зависимости и небольше 2-6 %.

Для разработки вскрышных пород (Н, Б) одним ЭАО комплексом рекомендуется:

− при глубине карьера до 70 м и наклонном залегании пластов (20÷40°) вместимость ковша экскаватора Е=2-5 м$^3$, с увеличением глубины карьера вместимость ковша в диапазоне от 6,2 до 9,4 м$^3$;

− при глубине карьера ниже 70 м и крутом залегании пластов (41÷80°) вместимость ковша экскаватора Е=1,1-3,0 м$^3$, с увеличением глубины карьера вместимость ковша экскаватора в диапазоне от 3,8 до 5,8 м$^3$;

− грузоподъемность автосамосвала ограничиться значениями 30, 45 и 75 тонн.

Себестоимость разработки наносов и вскрышных пород в безугольной зоне одним ЭАО комплексом изменяется от 13,6 до 18,7 руб./м$^3$. С увеличением глубины разреза наблюдается снижение стоимостных затрат.

Список литературы

1. Курехин Е.В.. К вопросу комплектации выемочно-погрузоного оборудования для разработки наклонных месторождений малыми разрезами. Образование, наука, инновации. Материалы I Региональной научно-практ. конф. г. Междуреченск, 28 апреля 2010 г.: изд-во филиала ГУ КузГТУ, 2010 . – 513 с.

2. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В.. Проектирование карьеров:Учеб. для вузов: В 2 т. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Издательство Академии горных наук, 2001. – Т. I. – 519 с.: ил.

УДК 622.271.3

## ОБОСНОВАНИЕ ДАЛЬНОСТИ АВТОТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД НА МАЛЫХ РАЗРЕЗАХ КУЗБАССА

***Курехин Е.В.***
***Кузбасский государственный технический университет***
***г. Кемерово***

Переход к рыночным отношениям привел к ограничению использования государственных инвестиций и становлению инвестиций с различными другими формами собственности: частной, муниципальной, иностранной и смешанной. Эти виды собственности имеют существенно меньшие возможности инвестирования капитала в строительстве крупных разрезов, но достаточное для освоения залежей с ограниченными запасами малыми и средними разрезами.

В условиях ограниченных инвестиций в угольной промышленности предъявляются особо высокие требования для эффективной разработки карьерных полей. Частные инвесторы или акционерные общества имеют существенно меньшие возможности инвестирования капитала в строительстве крупных разрезов. Но достаточно, что бы осваивать залежи с ограниченными запасами.

Параметры карьерных полей, разрабатываемых малыми разрезами, значительно отличаются от крупных, следовательно, объемы вскрышных пород, глубина карьера значительно меньше, поэтому применение железнодорожного транспорта по условиям применения становится не эффективно.

Следовательно, комплектация выемочно-погрузочного в комплексе с автомобильным транспортом является актуальной задачей при проектировании малых разрезов.

Если посмотреть по годам, то наблюдается динамика снижения доли перевозок железнодорожным транспортом с начала 80-х годов (таблица 1).

Для перевозки вскрышных пород и угля на разрезах Кузбасса применяют автосамосвалы БелАЗ, грузоподъемностью от 40 до 320 т. При этом в 2005 году выпущен самый мощный автосамосвал БелАЗ-75600, грузоподъемностью 320 т. Эту перспективную модель мощностью 3600 лошадиных сил завод разработал с учетом тенденции постоянного увели-

чения глубины карьеров. Ранее самой мощной машиной на БелАЗе был самосвал грузоподъемностью 280 т. Со второй половины 90-х годов в Кузбассе появились автосамосвалы известных производителей зарубежной горной техники Caterpillar, Komatsu грузоподъемностью 90-136 т.

Таблица 1 - Динамика соотношение перевозимых объемов различными типами транспортных средств, %

| Тип транспорта | Период по годам | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1950-1960 | 1960-1965 | 1965-1970 | 1975-1980 | 1980-1990 | 1990-1995 | 1995-2010 |
| Автомобильный | - | 10 | 20 | 30 | 40 | 50 | 80 |
| Железнодорожный | 100 | 90 | 80 | 70 | 60 | 50 | 20 |

Динамика изменения грузоподъемности автосамосвалов БелАЗ показала, что за 20 лет их работы грузоподъемность увеличилась в 2,9 раза (таблица 2).

Таблица 2 - Динамика изменения грузоподъемности автосамосвалов БелАЗ

| Наименование | Год выпуска | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1958 | 1965 | 1969 | 1985 | 1990 | 2005 | 2008-2012 |
| Грузоподъемность, т | 25 | 40 | 75 | 110-180 | 220 | 320 | 360* |

Примечание: * - технический проект.

Экскаваторно-автомобильные комплексы для механизации горных работ в отдельных грузопотоках разрезов к настоящему времени сформировались из сложившегося парка машин и уже не отвечают современным научно-техническим принципам формирования структур комплексной механизации. В результате такого формирования оборудование для механизации процессов имеет высокую степень физического (50-90%) и морального износа, в разной степени соответствует условиям производства горных работ, не взаимоувязано по мощности, параметрам и производительности на основных и вспомогательных процессах.

Поэтому главной задачей технического переоснащения угольных разрезов Кузбасса на ближайшую перспективу является комплектование структур комплексной механизации оборудованием повышенной и взаимно соответствующей мощности. Приоритет при приобретении отдается надежному оборудованию с предоставлением сервисного обслуживания. При этом возможно увеличить производительность труда за счет внедрения новых технических решений.

На основе выполненных исследований установлена вместимость ковша экскаватора для малых разрезов [1]. Рациональное сочетание соотношения вместимости ковша экскаватора и автосамосвала может быть приняты по рекомендации (таблица 3) [2].

Таблица 3 - Вместимость ковша экскаватора, $м^3$

| 2,5 | 3,2 | 4,0 | 5,0 | 6,3 | 8,0 | 10,0 | 12,5 | 16,0 | 20,0 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Грузоподъемность автосамосвала, т | | | | | | | | | |
| 22-28 | 22-35,5 | 28-45 | 35,5-56 | 45-71 | 56-90 | 71-112 | 90-140 | 112-180 | 140-224 |

Анализ действующих малых разрезов показал что, для перевозки вскрышных пород и угля используются автосамосвалы грузоподъемностью 30-130 т. При этом дальность транспортирования вскрышных пород составляет 2-5 км. В настоящее время одна из главных задач - снижение дальности транспортирования и как следствие это позволит снизить себестоимость перевозок.

В предложенной методике по расчету параметров карьерного поля [3] во взаимосвязи с дальностью транспортирования вскрышных пород учтены: угол залегания пластов; мощность наносов, нормальная мощность угленасыщенной зоны, глубина карьерного поля по коренным породам (рисунок 1).

Дальность транспортирования вскрышных пород определяется из выражения, км

$$L_{ТР} = \frac{1}{2} \cdot L_{КП} + L_{КТ} + L_{СТ} + L_{ЗО} + \frac{1}{2} \cdot L_{О}, \quad (1)$$

где $L_{КП}$ – расстояние от центра карьерного поля до верхней границы карьерного поля, км; $L_{КТ}$ – длина капитальной траншеи, км; $L_{СТ}$ – дальность транспортирования вскрышных пород от карьера до отвала, км; $L_{ЗО}$ – длина заезда на отвал, км; $L_{О}$ – расстояние от центра отвала до заезда на отвал, км

Анализ годовых стоимостных затрат по эксплуатации автосамосвалов 2009 года позволил получить аппроксимированную зависимость стоимости машино-часа (р./час) от грузоподъемности автосамосвала следующего вида:

$$C_{МЧ} = 21{,}39 \cdot q_{А}^{0{,}932}, \quad (2)$$

где $q_{А}$ – грузоподъемность автосамосвала, т.

Рисунок 1 - Схема к расчету дальности транспортирования вскрышных пород для малых разрезов

На основании результатов исследований можно сделать следующее заключение:

– установлена зависимость стоимости машино-часа от грузоподъемности автосамосвала;

– грузоподъемность автосамосвала для разработки малых разрезов изменяется в диапазоне от 30 до 110 тонн;

– рекомендуемая дальность транспортирования вскрышных пород от карьера до отвала составляет 1,5-2,0 км.

Список литературы

1. Курехин Е.В. Область и границы применения экскаваторно-автомобильно-отвальных комплексов для разработки малых угольных разрезов. /Курехин Е.В.// Вестник КузГТУ, 2011 г. № 1.

2. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В.. Проектирование карьеров: Учеб. для вузов: В 2 т. – изд., перераб. и доп. – М.: Издательство Академии горных наук, 2001. – Т II. – 535 с.

3. Курехин Е.В. К вопросу комплектации выемочно-погрузочного оборудования для разработки наклонных и крутых месторождений малыми разрезами/ Материалы I Региональной научно-практ. конф. Междуреченск, 28 апреля 2010 г.; изд.-во филиала ГУ КузГТУ, 2010. – 513 с.

УДК 622.142.5

## ОЦЕНКА ДОСТОВЕРНОСТИ И УЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧНОСТИ ЗАПАСОВ В РЕЖИМЕ ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА

***Рогова Т. Б.***
***Кузбасский государственный технический университет***
***г. Кемерово***

Основой рационального проектирования и планирования горных работ являются горно-геометрические модели, создаваемые на основе горно-геологической информации, достоверность которой обеспечивает безопасность и рациональное использование недр.

В соответствии с представлениями большинства авторов [1–4] достоверность – это степень соответствия объекта недр и его модели, создаваемой в ходе разведки месторождения.

Оценка достоверности запасов полезных ископаемых подразумевает не только оценку достоверности объемного или весового их количества, но и оценку достоверности геометризации (горно-геометрического моделирования) основных подсчетных параметров. К основным подсчетным параметрам угольных месторождений фактически относится гипсометрия и мощность пластов, обеспечивающие определение объема запасов угля в недрах, а также зольность угля, являющейся основой для расчета кажущейся плотности угля.

Для оценки точности и достоверности определения основных подсчетных параметров и установления количественных квалификационных показателей при категоризации на месторождениях Кузбасса используется метод количественной оценки достоверности геологических материалов, разработанный Шаклеиным С. В. [3].

Метод реализует традиционный геологический подход и состоит в оценке степени многовариантности или возможности других построений. Мера неоднозначности геологической модели, называемая «критерий разведанности» (гипсометрии – $\lambda$, мощности и показателей качества – $\Delta$) определяет достоверность геологоразведочных работ. Методика используется с 1975 года, прошла апробацию на угольных предприятиях Кузбасса различной геологической сложности и получила признание научно технической общественности [1].

Для действующих угледобывающих предприятий существует возможность развития метода за счет учета данных, полученных в ходе ведения горных работ, а именно, в результате ведения мониторинга достоверности запасов [5].

Под горно-геометрическим мониторингом достоверности запасов будем понимать непрерывный процесс сбора и анализа информации о степени соответствия ожидаемой и фактической достоверности запасов, осуществляемый в целях повышения объективности их категоризации.

Мониторинг представляет собой систему, включающую работы по наблюдению, анализу и прогнозу степени достоверности геологических представлений об объекте эксплуатации и постоянно реализуется по мере развития горных работ.

Задачами мониторинга являются:

– адаптация методики количественной оценки достоверности запасов к горно-геологическим условиям конкретного участка недр;

– установление допустимого уровня погрешности геологической информации для условий конкретного участка недр и принятой технологии его отработки.

Общая схема ведения мониторинга включает в себя следующие виды работ:

– расчет количественных критериев разведанности уже отработанного контура с использованием только данных геологоразведочных работ;

– установление фактической погрешности геологоразведочных данных в пределах отработанного контура на основе их сопоставления с материалами горных работ;

– установление характерных для рассматриваемого участка недр эмпирических коэффициентов перехода от количественных критериев разведанности к ожидаемым погрешностям геологических моделей (выполнение анализа имеющих место закономерностей и их использование для адаптации методики оценки погрешности);

– оценку значимости влияния погрешностей геологической информации на эффективность ведения горных работ;

– применение адаптированной методики оценки достоверности к геологоразведочным данным, полученным по еще неотработанной части участка недр.

Указанные виды работ выполняются периодически, по мере получения новых горно-эксплуатационных данных.

В качестве исходных данных для выполнения мониторинга используются геологоразведочная документация (планы подсчета запасов, структурные планы пластов и геологические разрезы, структурные колонки пластов) и планы горных выработок.

Основным элементом при ведении мониторинга запасов является установление значений эмпирических коэффициентов ($K$) перехода от количественных критериев разведанности к ожидаемым погрешностям моделей в конкретных горно-геологических условиях при принятой технологии и технике ведения горных работ.

Для этого сеть замеров скважин отработанной части пласта квадриангулируется, т. е. разбивается на оценочные блоки в виде четырехугольников. Для каждого выделенного четырехугольного блока рассчитываются критерии разведанности гипсометрии ($\lambda_i$ при уточнении значения коэффициента $K_z$) и абсолютные критерии разведанности мощности ($\Delta_i$ при уточнении значения коэффициента $K_m$).

Выделенные оценочные четырехугольники фиксируются на плане горных работ, на котором также показываются места производства замеров в горных выработках.

По каждому замеру в горной выработке определяются два значения показателя: по данным горных ($P^{э}$) и геологоразведочных работ ($P^{р}$).

Значения показателя по данным горных работ определяются по прямым измерениям (для высотных отметок и мощности), выполненным в горных выработках. Значения показателя по данным геологоразведочных работ определяются по построенной в изолиниях модели размещения показателя путем интерполяции между изолиниями.

Для каждого выделенного оценочного блока отработанного контура вычисляется фактическая среднеквадратическая погрешность геологической модели по формуле

$$R_j = \sqrt{\sum_{i=1}^{k} (P_i^{э} - P_i^{р})^2 k^{-1}} ,$$

где $k$ – число сопоставлений относимых к $j$-му оценочному блоку.

Коэффициент $K$ определяется, исходя из условия, что расчетная погрешность $K\lambda$ не превысит фактическую $R$.

Установлено, что характер зависимости коэффициента $K$ от количества принятых в обработку оценочных блоков, стабилизируется после достижения числа блоков 15–20.

Один из примеров поведения таких графиков для условий пласта шахты Кемеровского района приведен на рисунке1.

Рисунок 1 - К установлению количества оценочных блоков для расчета эмпирических коэффициентов *K*: а – для модели гипсометрии; б – для модели мощности пласта

Поэтому определение коэффициента $K$ горно-геометрической модели осуществляется только при условии возможности выделения в пределах отработанного контура пласта не менее 20 оценочных блоков.

На планируемой к отработке части пласта ожидаемая средняя квадратическая погрешность *R* при заданной вероятности (как правило, 0,67) определяется по формуле $R^{o} = K\lambda$.

Распространение полученных в пределах отработанного контура закономерностей на еще неотработанные контуры допускается только в случае близости их геологических условий и технологии ведения горных работ.

Мерой эффективности горных работ выступают технико-экономические показатели: нагрузка на очистной забой, подвигание очистного забоя, производительность труда рабочего, себестоимость тонны добытого угля, трудоемкость выполняемых процессов. Корреляционным анализом данных по шахтам Кемеровского, Анжерского и Ленинского районов Кузбасса установлена тесная связь между перечисленными показателями, коэффициенты корреляции между ними в различных условиях изменяются от 0,85 до 0,95 [6]. Это позволяет принять в качестве универсальной меры эффективности горных работ месячное подвигание очистного забоя.

При планировании горных работ производится расчет нагрузки на очистной забой по различным факторам: скорости подачи очистного комбайна; скорости крепления выработанного пространства; по пропускной способности лавного конвейера; по газовому фактору и т. д. За окончательную расчетную нагрузку на очистной забой принимают минимальную из вышеперечисленных, и именно по ней определяют плановое месячное подвигание очистного забоя.

По результатам горно-эксплуатационных работ участки пласта, на которых подвигание очистного забоя составляет не менее запланированного, а, следовательно, по которым не было отмечено значимого влияния погрешностей горно-геологических (изменчивости гипсометрии, включая разрывные нарушения, и мощности пласта), технических и организационных факторов на уровень подтверждения расчетных технико-экономических показателей

его работы, следует признать участками полной разведанности, менее – повышенного горного риска.

Поэтому для определения предельно допустимых погрешностей горно-геометрических моделей этих факторов выполняются следующие действия.

Выделяют на участке пласта не менее 20 сопряженных четырехугольников сети разведочных скважин. Принимаемые для анализа оценочные четырехугольники должны находиться в пределах контура, отработанного единой технологией, с подвиганием очистного забоя не менее планового. Тем самым обеспечивается примерно одинаковый уровень технологичности запасов.

По каждому из оценочных блоков на основе только геологоразведочных данных производится расчет ожидаемых значений критериев разведанности. Для каждого оценочного блока по результатам замеров в горных выработках путем сопоставления данных разведки и горных работ рассчитывается фактическая погрешность.

Предельная допустимая погрешность геометризации показателя для категории А устанавливается по наибольшему значению критерия, отмеченного в указанных оценочных блоках. Степень неоднозначности для запасов категории В определяется умножением предела погрешности для категории А на поправочный коэффициент 1,9 [7].

Рассмотрим порядок определения предельно допустимой для запасов категории А погрешности гипсометрии на примере пласта действующей шахты Кузбасса (рисунок 2).

Рисунок 2 - Графические материалы для оценки достоверности запасов

Участок представлен тремя подсчетными геологическими блоками, запасы которых по результатам разведочных работ отнесены к категории разведанности $C_1$. Два блока балансовых запасов с выдержанными углами падения пласта (12–14°) выделены по изменчивости мощности пласта, третий блок – забалансовых запасов – имеет границей изолинию мощности 0,7 м. Горно-геометрическая модель гипсометрии почвы пласта построена с шагом сечения изолиний 50 м.

Фактическая погрешность модели гипсометрии определена по результатам отработки участка двумя лавами 2–2 и 2–4 (рисунок 3).

Рисунок 3 - Графические материалы для оценки достоверности запасовс учетом их технологичности

Система разработки пласта – длинные столбы по простиранию, способ управления кровлей – полное обрушение, механизированный комплекс – *Glinik*. Расчетное плановое подвигание забоя составило 90 м.

Результаты расчетов критериев разведанности и фактической погрешности гипсометрии почвы пласта по оценочным блокам представлены в таблице 1. Оценочный блок, выделенный по скважинам 2477–2474–3206–2451, отработан на 80 %. Учитывая, что лавомесяцы II и III лавы 2–2, а также месяц VII лавы 2–4 соответствуют началу отработки, а в VII месяце лавы 2–2 проводились непредусмотренные ремонтные работы, в расчеты их принимать не следует. Месяцы IV, V, VI лавы 2–2, VIII—XII лавы 2–4 имеют отклонение от планового подвигания лав ±5 %. Следовательно, оценочный блок следует признать геологически и тех-

нологически однородным, а запасы его по фактору гипсометрии технологичными, соответствующими категории разведанности А.

Таблица 1 - Параметры оценки достоверности гипсометрии пласта X

| № блока | Вершина оценочного блока | | | | Критерий разведанности гипсометрии λ, м | Фактическая средняя квадратическая погрешность *R*, м |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | | |
| 1 | 277 | 274 | 326 | 2451 | 3,3 | 4,6 |
| 2 | 277 | 274 | 251 | 324 | 2,4 | 2,8 |
| 3 | 277 | 274 | 241 | 326 | 2,2 | 2,1 |

Погрешность определения положения почвы пласта, равная 4,6 м, в рассматриваемых условиях не препятствовала достижению запланированных темпов отработки запасов.

Таким образом, при применении количественных методов оценки достоверности запасов и ведении мониторинга запасов в данном конкретном случае погрешность, определяющую высшую категорию разведанности запасов А, принимаем равной 5 м, для категории В – 9 м, что выше среднебассейновых значений 4 и 8 м.

Как следует из примеров, результаты мониторинга могут использоваться для:

– адаптации технологии количественной оценки достоверности запасов к конкретным условиям месторождения;

– актуализации оценок достоверности запасов уже предоставленных в пользование участков недр.

Список литературы

1. Российская угольная энциклопедия. В 3 т. Т 1. (А–И). – М.–СПб. : ВСЕГЕИ, 2010. – С. 527–528.

2. Усиков, Ю.Т. Достоверность геологоразведочной информации / Ю. Т. Усиков. – М. : Недра, 120 с.

3. Шаклеин, С.В. Количественная оценка достоверности геологических материалов угольных месторождений / С. В. Шаклеин. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2005. – 243 с.

4. Корицкий, А.А. Оценка достоверности геологоразведочных работ на уголь / А.А. Корицкий [ и др.]. – М. : ВИЭМС, 1982. – 38 с.

5. Рогова, Т.Б. Мониторинг достоверности запасов и его использование для оценки сырьевой базы угольных компаний / Т.Б. Рогова, С.В. Шаклеин // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление – 2009. – № 4.– С. 35–38.

6. Рогова, Т.Б. Разработка метода оценки технологичности угольных пластов для обоснования их эффективной выемки: автореф. дис. канд. техн. наук. – Кемерово, 1990. – 7 с.

7. Шаклеин, С.В. Методические рекомендации по проведению горно-геометрической экспертизы достоверности геологоразведочной информации участков угольных месторождений (количественная оценка степени соответствия геологических моделей месторождения угля их истинному строению) / С.В. Шаклеин, Т.Б. Рогова. – Кемерово, 2000. – 28 с. E-print: http://www.gkz-rf.ru/main/library.php?cpage=1&gid=24&id =272& (15.04.2008).

УДК 622.012.2.001.2

## ОЦЕНКА КАЧЕСТВА ПРОЕКТОВ МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНЫХ ШАХТО-СИСТЕМ ТИПА SDS, RTS, MFMS

***Харитонов В.Г., Ремезов А.В., Новоселов С.В.***
***Кузбасский государственный технический университет***
***г. Кемерово***

В настоящее время в некоторых угольных компаниях стали внедряться многофункциональные технологии, производящие не только добычу угля, но и добычу метана с последующим получением на его основе энергии. Например, в ОАО «СУЭК-Кузбасс» на шахте им. С.М. Кирова, присутствует технология использования шахтного метана с помощью мобильных ТЭС. Дальнейшее внедрение этой технологии позволяет увеличить экономическую самостоятельность работ по комплексной дегазации ОАО «СУЭК-Кузбасс». Предприятия данного типа подпадают под определение авторов - многофункциональных шахто-систем типа SDS - высокодинамичная шахто-система, RTS - высокорентабельная диверсифицированная шахто-система, MFMS – многофункциональная шахто-система. Следует отметить, что шахту как систему рассматривали Л.Д. Шевяков, М.И. Агошков, Н.В. Мельник, А.С. Бурчаков, А.С. Малкин., А.С. Астахов, В.Н. Вылегжанин, Е.И. Рогов и др.

Тенденции проектирования подземной угледобычи, можно проследить на эволюции определений (понятий, дефиниций) типов проектов угольных шахт, начиная с 70-х годов по настоящее время, что отражено в таблице 1.

Таблица 1 - Эволюция типов проектов угольных шахт

| Типы угольных шахт (аксиоматические определения, авторы) | Современные типы угольных шахт (применяемые в настоящее определения угольных шахт, авторы) | Инновационные типы угольных шахт (генезис новых определений, авторы) |
|---|---|---|
| Горнотехнические системы (краткий паспорт специальности 25.00.21) | Симхион (В. М. Еремеев) | Углеэнергетические комплексы (Пучков Л.А., Воробьев Б.М., Васючков Ю.Ф.) |
| Шахта - большая сложная система (Астахов А.С., Бурчаков А.С., Малкин А.С.) | | |
| Малая шахта (шахта-модуль) (Вылегжанин В.Н., Мазикин В.П.) | | |
| Средняя (типовая шахта) (Вылегжанин В.Н., Мазикин В.П.) | Супердинамическая система (Ю.Н. Малышев) | Проекты гибкого геотехнологического комплекса горных и энергетических предприятий (Корчак А.В., Федаш А.В.) |
| Крупная шахта (шахта-гигант) (Вылегжанин В.Н., Мазикин В.П.) | Энерготехнологический угольный кластер (ЗАО «МПО «Кузбасс») | Многофункциональные шахто-системы (Харитонов В.Г., Ремезов А.В., Новоселов С.В.) |
| Угледобывающий комплекс (УДК) (Вылегжанин В.Н., Мазикин В.П.) | | |

Анализируя таблицу 1, авторы приходят к выводу, что эволюция развития угледобычи и теоретических концепций представления шахты с системных позиций, напрямую формирует эволюцию внедрения аналогичных типов проектов угольных предприятий в практику. Например, в таблице 2 приведены показатели функционирования станций Подземгаза (в числителе указаны проектные показатели, в знаменателе фактические) [1].

Таблица 2 - Показатели функционирования станций Подземгаза

| Показатели по станциям подземгаз | Ангренская | Южно-Абинская | Шатская |
|---|---|---|---|
| Производственная мощность, млрд.м$^3$/год | 2,32/0,8 | 0,4/0,40 | 0,66/0,2 |
| Удельные капитальные вложения, руб/т у.т. | 37,8/73 | 70,4/70,4 | 65,7/219,3 |

| | | | |
|---|---|---|---|
| Себестоимость, руб/т у.т. | 12,7/16 | 12,6/14 | -/33,1 |
| Приведенные затраты, руб/т у.т. | 18,3/27 | 21,3/24,5 | -/65,9 |

Имеется также зарубежный опыт использования интегрированных углегазификационных установок, например, в рамках Федеральной программы США «Чистые угольные технологии». В таблице 3 приведены финансовые характеристики проектов ИГКЦ - Интегрированная система с внутрицикловой газификацией и с выработкой электроэнергии на парогазтурбинных установках комбинированного цикла (IGCC-Integrated Gasification Combined Cycle).

Таблица3 - Финансовые характеристики проектов ИГКЦ

| Название демонстрационного проекта | Стоимость проекта, млн. долл. США | Общая энергетическая мощность, МВт (КПД, %) | Удельные затраты, млн. долл / МВт | Среднесуточное потребление угля, т | Удельное суточное потребление угля, т/МВт |
|---|---|---|---|---|---|
| «Вэбэш Ривер» Углегазификационный энергетический проект(Wabash River Coal Gasification Repowering Project) | 591,927 | 265* | 2,23 | 2544 | 9,6 |
| «Эйр-Блоун» ИГКЦ проект(Air-Blown/Integrated Gasification Project) | 241,458 | 120 (48%) | 2,01 | 1270 | 10,5 |
| «Томе Крик» ИГКЦ проект (Tome Creek IGCC Demonstration Project) | 219,1 | 107<br>55**<br>52*** | 2,04 | 430 | 4,01 |
| «Пиньон Пайн» ИГКЦ проект (Pinon Pine IGCC Power project) | 340,7 | 86 | 3,9 | 800 | 9,3 |
| «Комбашн Инжиниринг» ИГКЦ проект (Combustion Engineering IGCC Repowering Project) | 270,7 | 65 | 4,16 | | |

Примечание: *34 МВт – потребление на собственные нужды [2]; **55МВт - обеспечивается углем[2] ; ***52 МВт - на природном газе (дополнительный энергоблок) [2].

По расчетам, проведенным авторами, создание сопряженных многопродуктовых углетехнологий, а в итоге – шахто-систем типа: SDS, MFMS, направлено на наиболее полное, рациональное и эффективное использование минерального сырья, что было предопределено возникшими в то или иное время различными углетехнологиями, которые востребовал рынок и тенденции развития научно-технического прогресса. Приоритетным пунктом проектирования шахто-систем (инновационных угледобывающих предприятий) является достоверность оценки качества проекта.

Авторы предлагают проводить экспертизу качества проекта, введя определенные корректировки на элементный состав шахто-системы (Ш-С). Алгоритм данной оценки (рисунок 1) включает систему критериев, отражающую технико-экономико-экологическую оценку проекта шахто-системы. Логика данной оценки состоит в том, что конечный этап - выбор между двумя лучшими альтернативами. Качество проекта шахто-системы есть сложная функция от качества проекта базового элемента, качества проектов вспомогательных элементов, уровня гармонизации целей элементов проекта и их расчетного синергического эффекта и аналитически имеет вид

$$КП = f\{КПБЭ, КПЭ_1, КПЭ_2, ..., КПЭ_n, G, S\} \to \max, \quad (1)$$

где КП – качество проекта шахто-системы; КПБЭ – качество проекта базового элемента; КПЭ$_{1-n}$ – качество проекта *i*-го вспомогательного элемента шахто-системы; G- уровень гармонизации идей, структуры и целей; S- синергетический эффект шахто-системы.

Рисунок 1 - Авторский алгоритм проведения экспертизы оценки качества проекта шахто-системы

В любом случае критерии качества, комплексы технико-экономических показателей, критерии оптимальности, какими бы сложными функциями (суперфункциями) не описывались, какими бы емкими они не были, они все равно будут являться - предварительной мерой экономичности параметров функционирования будущей шахто-системы. Поэтому авторы считают необходимым управлять качеством проекта шахто-системы на протяжении всего инвестиционного цикла проекта.

Список литературы

1. Нетрадиционные решения в горной промышленности / Под редакцией Ю.А. Чернегова. - М.: Недра,1991.
2. Clean Coal Technology Demonstration Program, US, DOE, Washington, D.C., Feb.1992.

УДК 658.011.46:622

# СОВРЕМЕННЫЕ ПОДХОДЫ К ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ КЛАССИФИКАЦИИ МОНТАЖНО-ДЕМОНТАЖНЫХ РАБОТ ОЧИСТНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ

***Ульянов В.В., Ремезов В.А., Новоселов С.В.***
***Кузбасский государственный технический университет***
***г. Кемерово***

Повышение темпов добычи угля очистными механизированными комплексами (ОМК) подтверждающиеся перманентным ростом производительности труда и среднесуточными нагрузками, требует адекватного совершенствования всех технологических процессов на шахте, в том числе монтажно-демонтажных работ. Следует отметить, что в последнее время повышается значимость монтажно-демонтажных работ (МДР) в производственном цикле работы ОМК. Методология же ведения МДР очистных механизированных комплексов освещена недостаточно, особенно нет единого понятийного подхода к характеристике МДР, т.е. их классификации. Проведя анализ производства МДР в различных угольных бассейнах в период 1985-2010гг., авторы систематизировали и определили следующие базовые и дополнительные классификационные характеристики МДР (таблица 1)

Таблица 1 - Базовые и дополнительные классификационные характеристики МДР

| Базовые характеристики МДР | Характер влияния на процесс МДР | На какой показатель МДР оказывает максимальное влияние |
|---|---|---|
| Масса секции (тонны) | Определяет вид доставки и средства монтажа оборудования в М/Д камере | Интенсивность МДР<br>Ресурсоемкость МДР |
| Мощность пласта (метры) | Определяет типоразмер возможного монтируемого комплекса<br>Определяет способ подготовки и крепления М/Д камеры | Прогрессивность применяемой технологической схемы МДР<br>Интенсивность МДР<br>Ресурсоемкость МДР |
| Дополнительные характеристики МДР | Характер влияния на процесс МДР | На какой показатель МДР оказывает максимальное влияние |
| Длина перемещения секции от места демонтажа до места установки в МК (метры) | Определяет характер перемонтажа; демонтажа/монтажа (с выдачей комплекса на поверхность)<br>Определяет длительность доставки оборудования | Интенсивность МДР<br>Ресурсоемкость МДР<br>Определяет время цикла МДР |
| Доступ к монтируемому оборудованию в М/Д камере | Определяет параллельность процессов монтажа /демонтажа<br>Определяет технологическую схему МДР | Интенсивность МДР<br>Ресурсоемкость МДР<br>Определяет время цикла МДР |
| Угол наклона вырабо- | Определяет сложность и трудоем- | Трудоемкость |

| | | |
|---|---|---|
| ток при МДР, градус | кость рабочих процессов МДР | Энергоемкость<br>Безопасность |

Логический анализ основных классификационных характеристик, с учетом дополнительных классификационных признаков, оценивающих инновационную и технологическую сторону классифицируемых МДР, позволяет предложить современный вариант технологической классификации монтажно-демонтажных работ ОМК, который приведен в таблице 2.

Таблица 2 - Технологическая классификация монтажно-демонтажных работ ОМК

| Базовый классификационный признак МДР | Класс МДР | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | I | II | III | | | |
| Масса секций, т | легкие до12 | средние 12-25 | тяжелые 25 < | | | |
| Мощность пласта, м | 1,2-2,5 | 2,51-3,5 | 3,5-5,0 и более | | | |
| Дополнительные признаки МДР | принадлежат различным классам | | | | | |
| Общая длина перемещения секции до места установки в МК, м | до 500 | до 1000 | до 3000 | | 3000 < | |
| Доступ к монтируемому оборудованию в М/Д камеру | принадлежат различным классам | | | | | |
| | 1 точка | 2 точки | 3 и более (многоточечный доступ) | | | |
| Угол наклона выработок при МДР, градус | принадлежат различным классам | | | | | |
| | 0-3 | 3-7 | 7-10 | 11-25 | 26-30 | 31-45 и более |

Выделенные три класса МДР в  находятся в прямой корреляционной зависимости ($К_{кор.}$=0,981 между мощностью пласта и массой секций) от основных горно-технологических характеристик: мощности пласта (горно-геологическая характеристика) и массы оборудования(технологическая характеристика), вполне дают рациональное разграничение МДР по сложности, интенсивности, ресурсоемкости.

Вышеприведенные соотношения позволяют определить следующие коэффициенты корреляции вышеприведенных показателей с базовой характеристикой классификации – массой комплекса (таблицы 3, 4).

Таблица 3 - Корреляционная связь основных показателей МДР с базовой характеристикой классификации - массой комплекса

| Показатель МДР | Коэффициент параметра, соответственно I,II,III классов | | | Коэффициент корреляции |
|---|---|---|---|---|
| Масса комплекса $m_{ком}$,т (в диапазоне классификации:2300:5000:6900) | 1 | 2 | 3 | |
| Работа по перемещения секций комплекса, ($А_{пк}$) | 1 | 1,84 | 2,28 | 0,953 |
| Расход энергии на перемещения секций комплекса, ($W_э$) | 1 | 1,1 | 1,09 | 0,737 |
| Трудозатраты на доставку секций комплекс, ($Т_{дс}$) | 1 | 1,035 | 1,035 | 0,795 |
| Работы на извлечение/установку секций комплекса, ($А_{ус}$) | 1 | 2,61 | 3,15 | 0,918 |
| Трудоемкость на крепление кровли монтажной и демонтажной камер, ($Т_{дс}$) | 1 | 1,16 | 1,23 | 0,958 |

Коэффициенты корреляции в таблицах 3-4, показывают высокую взаимозависимость между базовыми параметрами классификации и основными показателями МДР. Выдвинутая гипотеза, определяющая главным показателем МДР - производимую работу по перемещению элементов комплекса, – подтвердилась, о чем свидетельствуют коэффициенты корреляционной связи основных элементов МДР с базовыми параметрами МДР, находящиеся в пределах 0,737 -0,953.

Таблица 4 - Корреляционная связь основных показателей МДР с базовой характеристикой классификации – мощностью пласта

| Показатель МДР | Коэффициент параметра, соответственно I,II,III классов | | | Коэффициент корреляции |
|---|---|---|---|---|
| Мощность пласта $m_{пл}$, м (средняя в диапазоне классификации: 1,4:2,8:5,0) | 1 | 2 | 3,57 | |
| Работа по перемещения секций комплекса, ($A_{пк}$) | 1 | 1,84 | 2,28 | 0,953 |
| Расход энергии на перемещения секций комплекса,($W_э$) | 1 | 1,1 | 1,09 | 0,737 |
| Трудозатраты на доставку секций комплекс, ($T_{дс}$) | 1 | 1,035 | 1,035 | 0,795 |
| Работы на извлечение/установку секций комплекса, ($A_{ус}$) | 1 | 2,61 | 3,15 | 0,918 |
| Трудоемкость на крепление кровли монтажной и демонтажной камер, ($T_{дс}$) | 1 | 1,16 | 1,23 | 0,939 |

Ориентируясь на разработанную технологическую классификацию МДР (таблица 2), можно изначально определить класс МДР в конкретных шахтных условиях. Разработка эффективных технологических схем МДР, требующая более точных расчетов по характерным классам МДР, возможна при систематизации информационной базы по проектируемому участку МДР в конкретных условиях, для конкретного комплекса, где рекомендуется определять как общую совершенную работу, так и полезную, оценивать ресурсные затраты как в натуральных, так и стоимостных единицах.

УДК 622.1:551.24

## ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОСТРУКТУРНЫХ СВОЙСТВ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НА ШАХТАХ ДОНСКОГО ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО КОМБИНАТА МЕТОДОМ СПЕКТРАЛЬНО-СЕЙСМОРАЗВЕДОЧНОГО ПРОФИЛИРОВАНИЯ С ЦЕЛЬЮ ВЫЯВЛЕНИЯ ЗОНЫ ПОВЫШЕННОЙ ТРЕЩИНОВАТОСТИ МАССИВА

***[1]Семенов С.Н, [2]Лукин К.Д., [3]Лукин М.К.***
***1 –Донской ГОК***
***г. Хромтау, Казахстан***
***2 - Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***
***3 – Московский государственный горный университет***
***г. Москва***

Основной задачей в данном исследовании является получения результатов геотектонических параметров горного массива в окрестностях ствола «Клетевой» на горизонте -560м. шахты «ДНК» с целью выявления закономерности изменения геомеханического состояния массива в процессе развития горных работ.

Специалистами научно-инженерного центра Донского ГОКа проводится исследование состояния породного массива на проблемных, с точки зрения геомеханики, участках шахтного поля.

Работа по проведению геофизических натуральных исследований выполнялось с применением аппаратуры спектрально-сейсморазведочного профилирования (ССП) [1 - 3], которая состоит из аппарата в наладонном исполнении, сейсмоприемник оригинальной конструкции, 12 - разрядный одноканальный АЦП с широким частотным диапазоном, note - book и аккумулятор, обеспечивающий работу аппаратуры в течение рабочего дня. Общий вес аппаратуры не превышает 10 кг, и в упакованном виде аппаратура находится в портфеле типа "дипломат". Программное обеспечение позволяет получать ССП - разрез непосредственно во время работы, в результате чего осуществляется оперативная коррекция направления профиля и параметров аппаратуры. Геофизические натурные исследования состояния породного массива в окрестностях ствола «Клетевой» выполнены на горизонте -560м с целью выявления закономерностей изменения геомеханического состояния массива в процессе развития горных работ. Были проведены инженерно-геофизические работы методом спектрального сейсмопрофилирования по линиям, представляющим наибольший интерес с точки зрения последующей проходки горных выработок и устойчивости выработанного пространства.

На горизонте -560м спектральное сейсмопрофилирование было проведено по 3 профильным линиям различной длины: 2 – в стенки по бетону и 1 – в почву выработки. Шаг между точками зондирования составлял 0,2 м. Зондирование массива горных пород методом ССП в стенки горной выработки показал наличие на профиле №1 и №2 зоны повышенной трещиноватости массива горных пород на всем протяжении профильной линии. Зона трещиноватости на профиле №1 (рисунок 1) простирается от глубины 5 метров до глубин 16-19 метров на протяжении профиля, в центре профиля наблюдается небольшое увеличение глубины до 23 метров. На профиле №2 (рисунок 1) зона трещиноватости простирается на глубины от 5 метров до 20 метров. Зондирование массива в почву выработки методом ССП (рисунок 2) показали наличие зоны трещиноватости на глубину от 8 до 30 метров. Следует отметить, что глубина зоны трещиноватости изменяется, от 20 метров в начале профиля до 30 метров и достигает глубины 22 метра в конце профиля.

Полученные разрезы свидетельствуют о наличии трещиноватости массива горных пород на профилях, пройденных в бетонные стенки выработки и в почву выработки.

Рисунок 1. – Результаты исследований (профиль 1,2) методом ССП на горизонте -560м шахта «ДНК»

Рисунок 2. – Результаты исследований (профиль 3) методом ССП на горизонте -560м шахта «ДНК».

Заключение

После получения и обработки результатов, проведенных исследований на шахте «ДНК» Донского ГОКа по исследованию геоструктурных свойств массива горных пород методом спектрально-сейсморазведочного профилирования (ССП), установлена эффективность метода и сделано заключение, что возможна деформация крепи и приконтурного массива ствола, вызванная расслоением массива по трещинам. Оперативно были приняты меры по усилению установленной крепи.

Список литературы

1. Гликман А.Г. О принципах спектральной сейсморазведки. Геофизика XXI столетия:2003-2004 годы. Сб. трудов Пятых и Шестых геофизических Чтений имени В.В. Федынского. М., Тверь, ООО «Издательство ГЕРС», 2005 с. 370-375
2. Комплекс аппаратуры руководство по эксплуатации ЯЕАК 464514.002 РЭ 2001г.
3. Определение физико-механических характеристик горных пород месторождений Донского ГОКа/ Отчет о НИР СГИ.- Рук. Краев Ю.К. – Свердловск. – 1085. – 34 с.

УДК 622.648.22

## ОСНОВНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ БЕЗНАПОРНОГО ТРАНСПОРТА ГИДРОШАХТ

***[1]Лукин К.Д., [2]Семенов С.Н., [3]Лукин М.К.***
***1 - Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***
***2 – Казхром***
***г. Хромтау, Казахстан***
***3 – Московский государственный горный университет***
***г. Москва***

Необходимым условием транспортирования угля при строительстве шахт с гидротехнологией является обеспечение минимума его измельчаемости на выходе транспортной системы. Гранулометрический состав в этом случае является уже ее производственной характеристикой. Другими производственными характеристиками являются изнашиваемость желобов и риск их забучивания, снижающей надежность транспортирования.

Оценим состояние изученности вопроса об измельчении угля при гидротранспортировании. С высокой долей вероятности процесс измельчения в условиях слабых воздействий на куски угля можно разделить на два: объемное и поверхностное измельчение. Второй процесс преобладает над первым. Трение и слабые соударения между кусками, куском и поверхностью желобов вызывают стирание граней и откалывание мелких частиц от крупных кусков угля. Ранее была выявлено что при движении потока пульпы:

−- класс +100 мм полностью переходит в более мелкие классы (-100 мм);

−- доля класса 50-100 мм увеличивается в 2,5-3,0 раза;

−- доля классов 0,5-50 мм практически не меняется;

−- доля классов 0,05-0,5 мм незначительно увеличивается;

−- доля класса -0,05 мм увеличивается в 2,5-3,0 раза.

Физически это объясняется следующим образом. В ходе транспортирования крупные куски угля класса +100 мм при взаимодействии с поверхностью желоба разрушаются по плоскостям ослабления, переходя в класс 50-100 мм. Имеющиеся в угле мелкие пылевидные частицы, составляющие 1-3%, [1], смачиваются и переходят в класс -0,05 мм. Энергоемкость потока, в силу своей ограниченности, не приводит к разрушению частиц классов -100 мм на более мелкие. Неровные грани поверхности угля различных классов стираются и пополняют классы -0,5 мм. Частицы угля со “шлифованной” поверхностью остаются в своих классах.

Таким образом, класс -0,5 мм пополняется за счет двух факторов: естественного поступления пылевидных частиц при разрушении угля класса +100 мм и стирания (шлифовки) поверхности кусочков угля всех остальных фракций, причем в отношении примерно 1:1.

Следующей производственной характеристикой гидротранспорта является изнашиваемость желобов. До настоящего времени этот процесс рассматривался с учетом трех факторов: абразивных характеристик транспортируемого материала, консистенции пульпы и износостойкости внутренней поверхности гидротрассы [2 – 4]. Показателем указанной производственной характеристики гидротрассы являtncz интенсивность износа (отношение степени изношенности к количеству материала, пропущенному по желобам, а также срок их службы.

Важным фрагментом изучения износа является выявление характера движения твердой фазы в потоке (скольжение, перекатывание, придонное движение, равномерное по сечению и т.д.). Это необходимо для определения зон наибольшего износа в сечении желобов. Здесь требуется построение адекватных физических и соответствующих математических моделей процесса.

Еще одной производственной характеристикой гидротранспортных систем является их надежность. Известно что надежность - величина вероятностная и характеризует степень влияния случайных факторов на работоспособность системы. Главным из таких факторов является риск забучивания гидротрассы. Как показывает практика транспортирования угля по желобам, забучивание происходит в основном, по двум причинам: во-первых, при попадании негабарита в поток, его остановке из-за недостатка скорости и накапливании позади негабарита угольной массы; во-вторых, при снижении глубины потока и уменьшении его скорости, что приводит к переходу крупных кусков угля в разряд условных негабаритов с последующим протеканием аналогичного процесса. Желоба различного профиля и параметров имеют различный риск забучивания. При этом возможно существования некоторых оптимальных соотношений между их параметрами, при которых этот риск минимизируется. В частности, чем шире желоб, тем забучивание менее вероятно, однако, увеличение ширины приводит, при фиксированном расходе воды, к уменьшению высоты потока и его транспортирующей способности, что увеличивает вероятность забучивания.

Основными показателями надежности систем гидротранспорта являются коэффициент готовности и вероятность безотказной работы в течение заданного времени. Возможно также использование и физических критериев [5]. Первый из критериев вычисляется по формуле

$$K_н=1-\tau_{ср}/t_{ср},$$

где $t_{ср}$ - среднее время между забучиваниями гидротрассы; $\tau_{ср}$ - среднее время восстановления работоспособности гидротранспортной системы.

Этот критерий косвенно характеризует состояние гидротрассы, поскольку в него входит величина $\tau_{ср}$, зависящая, в значительной степени, от организационных причин (времени обнаружения забучивания и продолжительности восстановительных работ). Для решения технических задач совершенствования гидротранспорта предпочтительнее второй - физический критерий. Его оценка требует специальных исследований, главным образом, с позиции сравнения надежности гидротранспортирования угля при использовании желобов различных конструкций.

Список литературы

1. Руководство по борьбе с пылью в угольных шахтах. - М.: Недра, 1979.

2. Куприн А.И. Безнапорный гидротранспорт. - М.: Недра, 1980.

3. Ялтанец И.М. Проектирование гидромеханизации открытых горных работ. -М. : МГГУ, 1994.

4. Офенгейден Н.Е., Джваршеншвили А.Г. Технология гидродобычи и гидротранспортирования угля. -М. :Недра, 1980.

5. Оффенгейден Н.Е. Измельчение угля при гидравлическом транспорте. - М. : Госгортехиздат, 1962.

УДК 622:681.31

## ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПИОНЕРНЫХ УЧАСТКОВ НА ОСНОВЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С КОРОТКИМИ ЗАБОЯМИ

***[1]Домрачев А.Н., [2]Доносов Е.П.***

***1 - Сибирский государственный индустриальный университет***

***2 - Шахта «Полосухинская»***

***г. Новокузнецк***

Факторами, способствующими использованию коротких забоев при новом строительстве шахты, являются относительно небольшая глубина горных работ (что имеет большое значение при оценке параметров коротких забоев с использованием отечественных нормативных документов), невысокая газообильность пласта (пластов), ведение горных работ преимущественно в бремсберговых полях, возможность обособленного вскрытия участков шахтопластов для отработки короткими забоями, доступность инвестиций в приобретение оборудования для коротких забоев, возможность адаптации решений по вскрытию и подготовке шахтного поля в целом к реализации участков (в том числе пионерных) для отработки короткозабойными системами. К негативным факторам следует отнести низкое качество и (или) неприемлемый марочный состав угля вблизи выходов пластов под наносы, малые сроки строительства шахт, спроектированных по схемам шахта-горизонт и шахта-пласт, неблагоприятное влияние подготовки и отработки коротких забоев на условия поддержания вскрывающих выработок (прежде всего тех, которые проводятся по пласту).

Представляется очевидным, что наибольший интерес представляет создание пионерных участков на основе короткозабойных систем, которые могут эксплуатироваться в периоды строительства шахты и выхода ее на проектную мощность. Основные варианты реализации решений по созданию таких участков приведены на рисунке 1, блок-схема алгоритма оптимизации параметров коротких забоев - на рисунке 2.

Моделирование отработки пионерных участков поля шахты «Ерунаковская- VIII» выполнялось для условий камерно-столбовой системы разработки. По условиям моделирования каждый участок готовился с поверхности двумя наклонными выработками и проветривался по постоянной схеме вентиляторами 2ВЦ-15. Участки вводились в отработку последовательно. Кроме дополнительных капитальных затрат на вентиляторные установки были учтены затраты на сооружение устьев наклонных выработок в наносах. В целом запасы пионерных участков с короткими забоями оценены в 1422461 т, срок их отработки при нагрузке на короткие забои 600 т/сут составляет 2 года 4 месяца, что примерно соответствует продолжительности вскрытия и подготовки запасов пласта 48 (лава 48-1). Принятый для выполнения поиска оптимальных параметров порядок отработки пионерных участков допускает одновременное ведение очистных работ в коротких и длинном комплексно-механизированном забоях.

Затраты на приобретение оборудования и амортизационные затраты оценены из

условия использования комбайнов КСП-22 с конвейерным транспортом угля. В одновременной работе находится три комплекта горношахтного оборудования - для проходки и погашения выемочных выработок на одном участке и проведения вскрывающих выработок следующего пионерного участка.

Рисунок 1 – Схема выделения пионерных участков при строительстве шахты «Ерунаковская - VIII»

С использованием алгоритма (рисунок 2) была выполнена оценка зависимости параметров коротких забоев от объема запасов пионерных участков и цены на уголь, которая может снижаться вследствие низкого качества угля, добываемого в непосредственной близости от поверхности. В ходе расчетов установлено, что снижение цены угля на 34% ведет к увеличению необходимой добычи из коротких забоев на 31%, а при снижении цены на 45% необходимая добыча из коротких забоев возрастает в 2 раза. Изменение объема запасов задавалось ограничением числа пионерных участков, вводимых в отработку от одного до четырех (рисунок 1). При отработке только участка № 1 объем запасов составил 412 тыс.т, при

отработке участков №1 и №2 - 812 тыс.т., участков №1-3 - 1219 тыс.т. Общий объем запасов, технически возможных для отработки в качестве пионерных участков составил 1422 тыс.т. В результате расчетов установлено, что прирост запасов в 3,13 раза позволяет снизить минимально необходимую добычу в коротких забоях пионерных участков только на 11% и повысить максимально допустимую себестоимость на 7%.

Рисунок 2 - Алгоритм оптимизации параметров коротких забоев при создании пионерных участков

Список литературы

1. Фрянов В.Н. Развитие технологии комбинированной разработки угольных месторождений/ В.Н.Фрянов, В.И.Горностаев // Уголь, 2001. - № 7. - С.22—24.

2. Крашкин И.С. Оценка целесообразности внедрения камерно-столюовой системы разработки на шахтах Российской Федерации/ И.С. Крашкин, А.В. Брайцев, С.В. Шатилов // Уголь, 1998.- № 3.- С.21-24.

3. Домрачев А.Н. К вопросу о развитии научно-методического обеспечения комбинированной добычи угля в условиях юга Кузбасса / А.Н. Домрачев, К.Д. Лукин // Наукоем-

кие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общ. ред. В.Н. Фрянова. - Новокузнецк: СибГИУ, 2010. - С. 144-148.

УДК 621.92

# ВЛИЯНИЕ ВЕЛИЧИНЫ ЗАЗОРА МЕЖДУ ВАЛКОМ И НЕПОДВИЖНОЙ ЩЕКОЙ ОДНОВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКИ НА ФРАКЦИОННЫЙ СОСТАВ ГОТОВОГО ПРОДУКТА

***Никитин А.Г., Сахаров Д.Ф.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

В горном производстве перерабатывают и используют в больших количествах сыпучие материалы различных классов крупности. В большинстве случаев нужная крупность достигается измельчением более крупных кусков на дробилках, в том числе и одновалковых [1].

Одной из основных характеристик дробилки является степень дробления, то есть отношение размера дробимого куска к размеру куска готовой продукции [2].

Степень дробления определяется как

$$i = \frac{D_{CB}}{d_{CB}}, \qquad (1)$$

где $D_{CB}$ - средневзвешенный размер исходного куска; $d_{CB}$ - средневзвешенный размер конечного куска.

Процесс дробления в одновалковой дробилке и его результаты, то есть выход годной продукции зависит от различных параметров. Одним из таких параметров, влияющих на фракционный состав готового продукта дробления, является величина зазора между вращающимся валком и неподвижной вертикальной щекой.

Связь между углом захвата $\alpha$ и зазором между валком и неподвижной щекой $a$ определяется следующим образом (рисунок 1). Для наглядности сечение дробимого куска принято квадратным.

Рисунок 1 – Одновалковая дробилка

Если принять, что $D_{CB}$ - сторона дробимого материала, $D$ - диаметр валка, $a$ - величина зазора между валком и неподвижной щекой, $\alpha$ - угол захвата, то из рисунка следует

$$\frac{D}{2}\cos\alpha + D_{CB} = \frac{D}{2} + a, \tag{2}$$

откуда

$$D_{CB} - a = \frac{D}{2}(1-\cos\alpha), \tag{3}$$

тогда зазор $a$ равен

$$a = D_{CB} - \frac{D}{2}(1-\cos\alpha). \tag{4}$$

Из формулы (4) можно сделать вывод, что угол захвата зависит от зазора $a$ между валком и неподвижной щекой, причем, чем меньше зазор $a$, тем больше угол захвата. При этом необходимо учитывать условия захвата дробимого куска в одновалковой дробилке, в противном случае дробимый кусок не будет захватываться (угол трения между куском дробимого материала и валком должен быть больше, чем угол захвата [3]).

На рисунке 2 представлен случай дробления куска в одновалковой дробилке с установленным зазором $a_1$ и с зазором $a_2$, причем зазор $a_2$ больше, чем зазор $a_1$.

Рисунок 2 – Разница углов захвата в зависимости от зазора $a$

Очевидно, что при установленном зазоре $a_1$ между валком и неподвижной щекой угол захвата больше, чем при дроблении куска в зазор $a_2$.

Известно, что степень дробления зависит от угла захвата, при этом, чем больше угол захвата, тем больше степень дробления [3]. Так как с уменьшением зазора угол захвата увеличивается, то очевидно, что в дробилке с меньшим зазором степень дробления будет больше.

Из формулы (1), следует, что чем больше степень дробления, тем меньше размеры конечного куска готовой продукции. Следовательно, от величины зазора зависит размер фракции дробленого материала, и чем меньше зазор между валком и неподвижной щекой, тем меньше размер конечного продукта.

В Сибирском государственном индустриальном университете была спроектирована и изготовлена исследовательская установка, представляющая собой одновалковую дробилку, состоящую из рамы, двигателя мощностью 1 кВт соединенного с редуктором (передаточное отношение $i_p = 15{,}3$), приводного валка (диаметр валка 180 мм, число оборотов в минуту 100) и жесткой вертикальной стенки. Зазор между валком и стенкой регулируется с помощью регулировочных болтов.

На представленной установке были разрушены образцы кубической формы из мела со стороной 30 *мм*. Образцы дробили с установленным зазором 16 *мм*, 20 *мм*, 25 *мм* (рисунок 3). Проведен анализ размеров кусков готового продукта полученного на одновалковой дробилке и результаты представлены в таблице 1.

Рисунок 3 – Результаты разрушения образцов в одновалковой дробилке

Таблица 1 – Результаты анализа процентного содержания кусков по массе

| Величина зазора между валком и неподвижной щекой, *мм* | Процентное содержание по массе кусков готового продукта в зависимости от среднего размера, % | | | |
|---|---|---|---|---|
| | размеры куска до 3 *мм* | размеры куска от 3 до 10 *мм* | размеры куска от 10 до 16 *мм* | размеры куска свыше 16 *мм* |
| 16 | 15 | 25 | 50 | 20 |
| 20 | 10 | 15 | 30 | 50 |
| 25 | 5 | 10 | 10 | 75 |

Из полученных результатов разрушений на одновалковой дробилке, следует, чем меньше зазор между валком и неподвижной щекой, тем меньше размер конечного продукта.

Если сравнивать результаты дробления мела на одновалковой дробилке (таблица 1), то при дроблении куска в больший зазор между валком и неподвижной щекой, получаем

меньше переизмельчения. Связано это с тем, что чем больше зазор, тем меньше будет степень дробления и меньше будет стадий разрушения образца. Также при большем зазоре кусок «проще» захватывается в зазор между валком и неподвижной щекой, что приводит к исключению лишнего истирания образца о валок и меньшему переизмельчению.

**Вывод.** Теоретически доказано и экспериментально подтверждено влияние величины зазора на фракционный состав. Чем меньше зазор между валком и неподвижной щекой, тем меньше размер фракции дробленого продукта, но больше переизмельчение.

Список литературы

1. Патент РФ 2403087, Никитин А. Г., Люленков В. И., Бойко Д. Ю., Сахаров Д. Ф., Валковая дробилка, Бюл. №31, 2010.
2. Бауман В. А., Клушанцев Б. В., Мартынов В. Д. Механическое оборудование предприятий строительных материалов, изделий и конструкций. М.: Машиностроение, 1975. 351 с.
3. Никитин А. Г., Сахаров Д. Ф. Анализ сил, действующих на кусок дробимого материала в одновалковой дробилке // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2010. - №10. - С. 41-42.

УДК 622.454.34

## МЕТОДИКА РАЗРАБОТКИ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ, ПРОИСХОДЯЩИХ В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ

***Говорухин Ю.М.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Действующие в настоящее время нормативные документы в области проектирования вентиляции предлагают унифицированные методики. Учёт влияния выработанного пространства на газовый баланс выемочного участка сводится к определению его абсолютной газообильности, либо, при проектировании комбинированной схемы проветривания, к определению его интегральной характеристики по усреднённым по бассейну данным. Такой подход не позволяет объективно прогнозировать метановыделение и воздухораспределение на выемочном участке.

Каждый выемочный участок находится в уникальных горно-геологических и горно-технических условиях, поэтому для получения объективных данных по метановыделению и воздухораспределению в пределах выемочного участка, необходим индивидуальный подход к проектированию вентиляции с обязательным включением выработанного пространства в шахтную вентиляционную сеть. В связи с этим необходимо моделирование геомеханических процессов, происходящих в массиве горных пород при ведении очистных работ. Такое моделирование можно произвести, используя разработанный на кафедре РПМ ИГДиГ СибГИУ программный комплекс «Геомеханика» [1].

Исходными данными для численного моделирования геомеханических процессов являются три группы параметров:

− горно-геологические - включают количество, угол наклона, мощность слоёв и прослойков, предел прочности пород и угля на одноосное сжатие, глубину кровли разрабатываемого пласта от земной поверхности, пористость горных пород, характерный размер отдельностей среды в нетронутом массиве, прочность горных пород на контактах породных слоёв;

− горно-технические - включают количество и номера отрабатываемых слоёв (вынимаемый пласт), длину очистного забоя, длину выработанного пространства, способ выемки, способ крепления, способ управления кровлей;

− геометрические - включают размеры модели, границы зоны сдвижения горных пород в кровле и почве, граничные условия.

В связи с тем, что пакет программ «Геомеханика» решает двумерную задачу, то при моделировании для оценки поведения горных пород предлагается рассматривать два сечения (рисунок 1):

− продольное сечение выработанного пространства по оси выемочного участка от монтажной камеры до очистного забоя;

− поперечное сечение по центру отработанной части выемочного столба от конвейерного штрека к вентиляционному.

в – плоскость пласта; $L_{on}$ - ширина зоны опорного горного давления

Рисунок 1 – Продольное (а) и поперечное (б) сечения расчётной модели для моделирования поведения горных пород в окрестности выемочного участка;

Для разработки исходных данных, характеризующих горно-геологические параметры, можно использовать данные геологических скважин, которые расположены в пределах, а также в непосредственной близости от выемочного столба. Методика обработки таких данных сводится к следующим позициям:

− обработка данных по каждому слою в стратиграфических разрезах геологических скважин с использованием табличного процессора (OpenOffice.org 3 Calc, MS Excel). Выклинивание слоя пород, в связи с относительно небольшими размерами выемочного участка, не учитывается и при отсутствии какого либо слоя в другой скважине он вводится с минимальной возможной для пакета «Геомеханика» мощностью в 0,05 м;

− использование программного продукта «Surfer» для интерполирования залегания каждого слоя пород и пластов угля, выборка параметров залегания для продольного и поперечного сечения;

− дальнейшая обработка в табличном процессоре, выбранных параметров, в виде усреднения мощности каждого слоя и определения средневзвешенного угла падения для продольного и поперечного сечения;

– задание дневной поверхности над моделируемым участком усреднённой горизонтальной линией для каждого из сечений.

Пределы прочности пород при одноосном сжатии для каждого слоя определяются по горно-геологическому прогнозу, а также согласно исследованиям, проведённых авторами [2].

Для определения пористости горных пород и характерного размера отдельностей среды для каждого слоя в нетронутом массиве можно использовать данные приведённые в [2-4].

Такие горно-технические параметры, как длина очистного забоя и длина выработанного пространства определяются по шахтной документации, в том числе по планам горных работ и данным по подвиганию очистного забоя.

Координаты вершин зоны сдвижения горных пород в кровле и почве определяются по [5, 6]. На рисунке 2 приведен пример контура зоны сдвижения горных пород для продольного сечения.

Рисунок 2 – Границы зоны сдвижения горных пород, построенные для продольного сечения выработанного пространства длиной 404 м

Таким образом, приведённая методика позволит разрабатывать исходные данные для численного моделирования геомеханических процессов, происходящих при отработке выемочного столба. Полученные геомеханические параметры можно использовать для определения аэродинамических сопротивлений обрушенной среды и тем самым включить выработанное пространство в шахтную вентиляционную сеть.

*Работа выполнена при поддержке федеральной целевой программы «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009-2013 годы» по государственному контракту № П41.*

Список литературы

1. Свидетельство об отраслевой регистрации разработки № 2673. Пространственная расчётная модель динамического блочного обрушения горных пород с последовательным накоплением повреждений / В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова; Дата регистр. 5.06.2003. – М.: Роспатент, 2003.

2. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна / Г.Г. Штумпф [и др.] / Справочник. – М.: Недра, 1994. – 447 с.

3. Тарасов Б.Г. Газовый барьер угольных шахт / Б.Г. Тарасов, В.А. Колмаков. – М.: Недра, 1978. – 200 с.

4. Баклашов И.В. Геомеханика: Учебние для вузов. В 2 т. Т.1. Основы геомеханики / И.В. Баклашов – М.: Издательство МГГУ, 2004. – 208 с.

5. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок на угольных месторождениях / Кол. авт. – СПб.: Минтопэнерго РФ, РАН, Гос. НИИ горн. геомех. и маркшейд. дела – Межотраслевой науч. центр ВНИМИ. – 1998. – 291 с.

6. Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов) Серия 05. Выпуск 2 / Колл. авт. – 2-е изд., испр. – М.: Государственное предприятие Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России, 2001. – 320 с.

УДК 622.33:658.345

# АЛГОРИТМ ПРОГНОЗА ПРЕДАВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЙ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ ДЛЯ ПРОФИЛАКТИКИ АВАРИЙ ПРИ ИНТЕГРАЛЬНОМ ВЛИЯНИИ ПРИРОДНЫХ, ТЕХНОГЕННЫХ И ОРГАНИЗАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ В УСЛОВИЯХ НЕОПРЕДЕЛЁННОСТИ

***Васильев П.В., Фрянова О.В .***

***Сибирский государственный индустриальный университет***

***г. Новокузнецк***

Сложившаяся на угольных шахтах Кузбасса ситуация, характеризующаяся интенсификацией технологических процессов и снижением уровня промышленной и экологической безопасности, привела к росту социально-экономической напряжённости в Кузбассе, снижению привлекательности шахтёрского труда, оттоку молодёжи в другие отрасли промышленности. Применяемые в настоящее время мероприятия по повышению уровня промышленной и экологической безопасности разрабатываются и реализуются после каждой крупной аварии, то есть в режиме постфактум.

Низкая эффективность традиционного подхода для решения проблем безопасности, базирующегося на соблюдении на угледобывающих предприятиях требований действующих норм технологического проектирования, правил, стандартов, правил безопасности и нормативно-правовых документов РФ подтверждается, несмотря на внедрение современных, в том числе импортных, технологий и технических устройств, неснижаемым уровнем смертельного травматизма (в период 2005-2009 гг. уровень смертельного травматизма на шахтах России составил 0,54 ±0,12 на 1 млн. добычи, для сравнения в период 1985-1991 гг. в РСФСР этот показатель изменялся в пределах 0,52-0,58 [1]. Данные о постоянном уровне смертельного травматизма в России, в том числе группового (шахты «Тайжина», «Зыряновская», «Ульяновская», «Юбилейная», «Распадская» в Кузбассе), подтверждают актуальность разработки новых методических подходов, направленных на создание системы мониторинга и прогнозирования предаварийных ситуаций с целью предотвращения аварий посредством управления режимами работы технологических систем в пределах приемлемого риска. То есть необходимо реализовать принцип предотвращения в первую очередь аварий, а не ликвидации их последствий.

В этой связи заслуживает внимания научное направление, основанное на анализе и прогнозе предаварийной ситуации, разработке и реализации упреждающих мероприятий, технологических, технических и организационных решений. Это возможно посредством разработки и реализации методики мониторинга, алгоритмов прогнозирования предаварийной ситуации и механизма гибкого управления предаварийными ситуациям для предупреждения аварий и чрезвычайных ситуаций на угледобывающих предприятиях.

Для реализации указанного научного направления предлагается решение следующих научно-практических задач.

1) Обоснование альтернативных решений исследовательских задач, выбор методов и оптимального направления исследований по критерию эффективности с ограничениями по приемлемому риску возникновения аварии.

Для решения поставленной задачи исследованы, обоснованы и выбраны методы анализа и средства, направления исследований и способы решения поставленных задач. В качестве основного принят метод анализа достижений науки и практики в области прогнозирования и предупреждения аварий и чрезвычайных ситуаций. Установлено, что для моделирования и прогноза критических ситуаций, решения задач анализа и синтеза необходимо использовать системный подход, иерархическое многоуровневое моделирование и принцип множественности моделей. В результате реализации системного подхода обеспечивается принятие интегрального решения, учитывающего эмерджентность и появление нового качества управления при интегральном взаимодействии природных, техногенных и организационных процессов.

Иерархическое многоуровневое моделирование обеспечивает реализацию аналитико-имитационных методов с использованием точных моделей при математической идентификации процессов и эвристических моделей при реализации процессов в условиях неопределённости. С учётом предлагаемых методов и моделей обоснованы следующие направления исследований при решении поставленной задачи:

- аналитический обзор методов и средств мониторинга и прогнозирования предаварийных ситуаций на опасных производственных объектах;
- исследование угледобывающих предприятий как опасных производственных объектов;
- проведение патентных исследований способов и средств мониторинга предаварийных ситуаций;
- обоснование альтернативных решений исследовательских задач и выбор оптимального направления исследований по критерию эффективности с ограничениями по приемлемому риску возникновения аварии;
- разработка плана и программы проведения и реализация экспериментальных и теоретических исследований.

2) Теоретические исследования процессов взаимодействия природных, техногенных и организационных процессов и их интегрального влияния на индикаторы и параметры предаварийных ситуаций, риски, тяжесть и частоту возникновения аварии.

Для решения поставленной задачи исследованы, обоснованы и выбраны методы анализа и средства, направления исследований и способы решения поставленных задач. В качестве базовой принята теория катастроф в редакции В.И. Арнольда [2].

Обоснована возможность адаптации основных положений теории катастроф к условиям функционирования угледобывающих предприятий при неопределённости последствий взаимодействия природных, техногенных и организационных процессов. Явление скачков и бифуркаций, на основе которых построена теория катастроф, соответствуют явлениям внезапного возникновения критических предаварийных ситуаций на действующих угледобывающих предприятиях. Это подтверждается динамикой аварий с групповыми несчастными случаями на шахтах. Соответственно возникает актуальная научная задача использования основных положений теории катастроф для направленного прогноза последствий взаимодействия природных, техногенных и организационных процессов, анализа конкретной горно-технической ситуации и разработки предупреждающих воздействий на эту ситуацию. Для прогноза скачкообразного режима взаимодействия природных, техногенных и организационных процессов необходимо скорректировать существующие методические подходы к имитационному моделированию и интерпретации его результатов в части выделения нестандартных траекторий поведения системы при работе её в интенсивных, оптимальных предельно экстремальных режимах.

Режимы работы угольных шахт почти всегда экстремальные по критериям максимума добычи угля, предельным концентрациям метана, максимальной производительности, утом-

ляемости персонала в ночные смены и др. То есть технологическая система шахты находится в условиях, близких к предельным, и превышение хотя бы одного параметра приводит к потере устойчивости системы и аварии, реализации принципа «домино». Такое состояние системы можно описать с позиций теории катастроф. Своевременное принятие прогнозируемых по результатам имитационного моделирования рекомендаций и мероприятий позволит изменить траекторию функционирования технологической схемы предприятия в сторону приемлемых рисков. С учётом адаптации основных положений теории катастроф к реальным условиям угледобывающих предприятий и возможности имитационного моделирования с выбором экстремальной траектории функционирования технологической системы угледобывающего предприятия обоснованы следующие направления исследований при решении поставленной задачи:

- развитие и адаптация теории катастроф к условиям угледобывающих предприятий при формировании предаварийных ситуаций и перерастании их в аварии и чрезвычайные события на опасных производственных объектах;
- теоретические исследования процессов индивидуального влияния природных, техногенных или организационных процессов на параметры предаварийных ситуаций, риски, тяжесть и частоту возникновения аварии;
- теоретические исследования методами когнитивных структур процессов интегрального взаимодействия и воздействия природных, техногенных и организационных процессов на параметры предаварийных ситуаций, риски, тяжесть и частоту возникновения аварии;
- теоретические исследования угледобывающих предприятий как сложной системы для обоснования критических показателей и индикаторов при мониторинге природных, техногенных и организационных процессов;
- разработка алгоритмов и программного обеспечения для прогнозирования, в условиях неопределённости, вероятности предаварийной ситуации на угледобывающих предприятиях при интегральном влиянии природных, техногенных и организационных процессов;
- тестирование программного обеспечения по ретроспективной информации о реальных предаварийных ситуациях и авариях;
- математическое моделирование процессов формирования предаварийных ситуаций и аварий на угледобывающих предприятиях при интегральном влиянии природных, техногенных и организационных процессов.

3) Экспериментальные исследования эффективности методики мониторинга и алгоритмов прогнозирования предаварийной ситуации на угледобывающих предприятиях.

Проведение натурного эксперимента по созданию предаварийной ситуации с переходом её в аварию представляет определённые трудности и опасности на действующих угледобывающих предприятиях. Поэтому для решения поставленной задачи используется следующая информация:

- заключения комиссий по расследованию причин аварий на угледобывающих предприятиях, предписания инспекторов Ростехнадзора о ликвидации нарушений требований нормативных документов;
- планы ликвидации аварий;
- заключения экспертных организаций по промышленной и экологической безопасности действующих, строящихся или проектируемых опасных производственных объектов;
- результаты хронометражных наблюдений режимов работы очистных и подготовительных забоев, технических устройств;
- результаты автоматизированного мониторинга параметров шахтной атмосферы и режимов работы стационарных машин и оборудования.

По результатам анализа указанной информации по методу главных компонент выделяются значимые факторы и критические ситуации. При этом существенное внимание уделяется интенсивности технологических процессов и прогнозу вероятности возникновения нештатных ситуаций. При обработке фактической информации используются действующие нормативные документы, например, РД 03-418-01 [3].

С учётом характера и необходимости получения представительной и достоверной информации о последствиях взаимодействия природных, техногенных и организационных процессов на угледобывающих предприятиях обоснованы следующие направления исследований для решения поставленной задачи:

- разработка программы и методики экспериментальных исследований эффективности мониторинга и прогнозирования предаварийной ситуации на угледобывающих предприятиях;

- сбор, анализ и ранжирование параметров природных, технологических и организационных процессов угледобывающих предприятий по вероятности возникновения нештатной предаварийной ситуации;

- проведение экспериментальных исследований и мониторинга на действующих угледобывающих предприятиях;

- оценка риска перерастания фактических ситуаций в аварии и чрезвычайные события;

- прогноз вероятности возникновения предаварийной ситуации по результатам анализа проектной документации и экспертных заключений по промышленной и экологической безопасности опасных производственных объектов;

- доработка и корректировка методики мониторинга и алгоритмов прогнозирования предаварийной ситуации по результатам заключений комиссий по расследованию несчастных случаев на угледобывающих предприятиях;

- проведение дополнительных, в том числе патентных, исследований адекватности методики мониторинга и алгоритмов прогнозирования рисков, частоты и тяжести аварий по результатам предписаний инспекции Ростехнадзора;

- разработка мероприятий по предотвращению аварий на предприятиях-аналогах по результатам математического моделирования реального сочетания природных, техногенных и организационных процессов.

4) Обобщение и оценка результатов мониторинга и прогнозирования в условиях неопределённости предаварийных ситуаций на угледобывающих предприятиях при интегральном влиянии природных, техногенных и организационных процессов.

Заключительный этап исследований посвящен разработке по результатам исследований рекомендаций для реализации их на угледобывающих предприятиях. Для этого проводится системное исследование проектируемых, строящихся и действующих угледобывающих предприятий, посредством выявления параметров, характеризующих состояние опасного производственного объекта; определяются элементы технологической схемы угледобывающих предприятий, дестабилизация которых приводит в увеличению риска аварии; имитационное и когнитивное моделирование для выявления нештатных ситуаций при интегральном взаимодействии природных, техногенных и организационных процессов; выявление параметров объектов возможного поражения угледобывающих предприятий.

В процессе проведения исследований проводится адаптация к условиям угледобывающих предприятий методики мониторинга и алгоритмов прогнозирования предаварийных ситуаций и аварий. При этом используются эвристические и численные методы. Обоснованы следующие направления исследований для решения поставленной задачи:

- обобщение полученных результатов исследований, оценка эффективности методики мониторинга и алгоритмов прогнозирования предаварийных ситуаций и аварий по сравнению с действующими нормативными документами и современным научно-техническим уровнем;

- разработка рекомендаций для использования на угледобывающих предприятиях методики мониторинга и алгоритмов прогнозирования предаварийных ситуаций и аварий, информационной системы и механизма гибкого управления предаварийной ситуацией с целью снижения риска аварий и чрезвычайных ситуаций;

-реализация мероприятий по снижению вероятности возникновения аварий и на угледобывающих предприятиях.

Для решения поставленных задач предлагается использовать результаты научных разработок, опыт работы угольных шахт в виде ретроспективной информации.

Актуальность и новизна результатов, получаемых при решении поставленных научных задач, состоит в следующем: использование системного подхода для прогноза предаварийных ситуаций в стохастической среде при интегральном влиянии природных, техногенных и организационных процессов; развитие и адаптация к процессам угледобывающих предприятий современных методов эвристического прогнозирования с использованием продукционных моделей, нечётких когнитивных карт, мультиагентных динамических моделей и имитационного динамического моделирования для обоснования решений по приведению технологической системы угледобывающих предприятий до уровня приемлемого риска аварий; методики мониторинга предаварийных ситуаций, отличающейся использованием современных автоматизированных систем контроля параметров шахтной атмосферы, технических средств и технологических процессов угледобывающих предприятий.

*Работа выполнена при финансовой поддержке Федерального агентства по образованию и науки по гранту №1.5.07.*

Список литературы

1. http://www.safeprom.ru/articles/detail.php?ID=13565.
2. Арнольд В.И. Теория катастроф. Серия «Синергетика: от прошлого к будущему». Изд.6 [Текст]/ В.И. Арнольд. -М.: 2009. -139 с.
3. Методические указания по проведению анализа риска опасных производственных объектов, РД 03-418-01 [Текст]/ НТЦ «Промышленная безопасность»//Безопасность труда в промышленности. - 2001. -№10. С. 40-50.

УДК 004.942:622.272

## МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ КОРОТКИМИ ЗАБОЯМИ

***Корнев Е.С.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

При отработке угольных пластов камерной системой разработки в породах кровли и междукамерных целиках происходит изменение напряженно-деформированного состояния и прочностных характеристик угля, однако, угольные целики сохраняют несущую способность, так как они являются податливыми и способны воспринимать нагрузку со стороны пород кровли. В этих условиях сохраняется равновесие системы «нагрузка – несущая способность частично разрушенных целиков», но такое состояние не может быть беспредельным. При увеличении нагрузки и податливости происходит отжим угля с боков целика, что приводит к уменьшению ширины целика, спонтанному разрушению всех целиков по принципу «домино» и обрушению пород кровли. Такие случаи наблюдались на практике. Например, для обеспечения фронта работ бригаде-миллионеру Г.Н. Смирнова, при отработке короткими забоями пласта 26а шахты «Юбилейная» было предварительно пройдено более 15 камер, что привело к достижению критического состояния и разрушению всех междукамерных целиков. Аналогичные явления зафиксированы и на шахтах США [1]. В этой связи возникает актуальная научно-практическая задача определения критерия устойчивости угольных целиков.

Для определения устойчивости угольных целиков при камерной системе разработки используется разработанная ВНИИгидроуголь методика выбора рациональных параметров

технологических схем очистной выемки пологих угольных пластов при камерно-столбовой системе разработки [2].

Согласно методике ширина выемочного столба (целика) определяется из условий обеспечения его устойчивости. На основе результатов экспериментальных исследований по установлению зон запредельного состояния угольного массива минимальная ширина устойчивого выемочного столба при камерно-столбовой системе разработки вычисляется по формуле [2]

$$b_{\min} = h_в \sqrt{\varphi_t \left( \frac{K \cdot \gamma_n \cdot H}{\sigma_{сж}} - F_1 \right)} \cdot \left( d_1 + d_2 \sqrt[4]{\frac{m}{h_в}} \right) + l_я \sqrt{\varphi_t}\,, \qquad (1)$$

где $b_{\min}$ – минимальная ширина устойчивого выемочного столба, 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 ($\gamma_n$=2,5 т/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, т/м$^2$ ($\sigma_{сж} = (800-1000) f$); $f$ – коэффициент крепости угля; $m$ – 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, для предельного состояния угольного целика ширина ядра, м ($l_я = 0$).

Функция ползучести $\varphi_t$, учитывающая изменение свойств угольного массива во времени вычисляется по формуле Ж.С. Ержанова

$$\varphi_t = 1 + \frac{\delta t^{1-\alpha}}{1-\alpha}, \qquad (2)$$

где $t$ – время существования выемочного столба, с; $\alpha$ – параметр ползучести, использующийся для расчета изменений деформаций во времени ($0{,}6 < \alpha < 0{,}8$); $\delta$ – параметр ползучести.

Коэффициенты, учитывающие трещиноватость угольного массива $d_1$ и $d_2$, вычисляются по формулам:

$$d_1 = 0{,}88 - 0{,}15 f - 0{,}53 (1 + f) \cdot 0{,}1; \qquad (3)$$

$$d_2 = 3{,}35 d_1. \qquad (4)$$

Используя формулу (1) предельный коэффициент концентрации вертикальных напряжений в междукамерном целике определяется следующим образом

$$K_{пред} = \left( \frac{b_{\min}^2}{h_в^2 + (d_1 + d_2)^2 \cdot \varphi_t} + F_1 \right) \cdot \frac{\sigma_{сж}}{\gamma H}. \qquad (5)$$

Коэффициент устойчивости междукамерного целика вычисляется как отношение коэффициента концентрации вертикальных напряжений, вычисленного методом конечных элементов, к предельному коэффициенту концентрации вертикальных напряжений.

$$K_{уст} = \frac{K_{МКЭ}}{K_{пред}}. \qquad (6)$$

Границы области устойчивости угольных целиков определяются в зависимости от выполнения следующих условий:

$$\begin{cases} K_{уст} < 1 - \text{для устойчивых целиков} \\ K_{уст} \geq 1 - \text{для неустойчивых целиков} \end{cases}$$

Моделирование процессов изменения напряженно-деформированного состояния при разных параметрах целиков и камер проводилось при следующих условиях: ширина угольных целиков принималась равной 3, 4, 5 м, ширина камер 10 м, количество камер 6, глубина горных работ 200 м, коэффициент крепости угля 1, коэффициент крепости пород кровли 4. Вариант расчетной схемы для определения параметров объемного напряженно-деформированного состояния углепородного массива в окрестности короткого очистного забоя приведен на рисунке 1.

Рисунок 1 − Расчетная схема для определения параметров объемного напряженно-деформированного состояния углепородного массива в окрестности камер

На рисунке 2 приведены графики распределения коэффициентов концентрации вертикальных напряжений, вычисленные по результатам упругого (сплошная линия) и упруго-пластического (пунктирная линия) решения задачи.

Рисунок 2 – Графики изменения коэффициента концентрации вертикальных напряжений

Из графиков следует, что при решении упругой задачи коэффициенты концентрации вертикальных напряжений в краевых участках пласта снижаются, а в средней части выработанного пространства увеличиваются. С увеличением ширины целика коэффициенты концентрации вертикальных напряжений снижаются, то есть угольные целики меньшей ширины воспринимают большую удельную нагрузку и способны к разрушению, в том числе в динамической форме в виде горного удара или внезапного выброса.

Под влиянием высоких напряжений, превышающих предел прочности угля при сжатии, уголь в целике попадает в зону упруго-пластического деформирования или запредельного состояния. Часть упругой энергии диссипируется за счет образования новых трещин в угольном целике и соответственно изменения первоначальной прочности угля. В этих условиях угольный целик воспринимает только ту нагрузку, которая соответствует остаточной прочности угля. Это подтверждается не только меньшими коэффициентами концентрации вертикальных упруго-пластических напряжений (рисунок 2, пунктирная линия), но и почти линейной зависимостью изменения коэффициентов концентрации вертикальных напряжений в пределах выработанного пространства.

По результатам расчетов по формуле (6) построены графики изменения коэффициента устойчивости (рисунок 3).

Рисунок 3 – Графики изменения коэффициента устойчивости

Из графиков рисунка 3 следует, что наиболее вероятным является разрушение угольных целиков в средней части выработанного пространства. При этом первыми теряют устойчивость угольные целики меньшей ширины (3 м), а целики шириной 5 м сохраняют устойчивость. Таким образом, на основе результатов моделирования можно установить предельную ширину устойчивых целиков при заданных размерах камер и других горно-геологических параметрах.

При имитационном моделировании движения фронта очистных работ с увеличением количества камер и выделением в пределах выработанного пространства зоны неустойчивого состояния угольных целиков, рекомендуется в качестве критерия использовать коэффициент устойчивости. Результаты имитационного моделирования приведены на рисунках 4 и 5.

Для соответствующего соотношения ширины целика и количества камер на рисунках 4 и 5 выделена зона неустойчивого состояния междукамерных целиков.

Из рисунка 4 следует, что при ширине целика 3 м предельным является отработка четырёх камер. Для целика шириной 4 м предельным является отработка пяти камер, а для целика шириной 5 м – шести камер (рисунок 5).

а

б

в

а - 4 камеры, ширина целика 3 м; б - 5 камер, ширина целика 3 м;
в - 6 камер, ширина целика 3 м

Рисунок 4 – Распределение коэффициентов устойчивости в междукамерных целиках

В качестве критерия устойчивости системы «угольные целики – подработанные породы кровли» принято отношение площади зоны разрушения целиков к площади выработанного пространства вычисляемое по формуле

$$P = \frac{S_{разр}}{S_{общ}} = \frac{S_{разр}}{l_k \cdot (n_ц b + n_к a)}, \qquad (7)$$

где $S_{разр}$ – площадь зоны разрушения; $S_{общ}$ – общая площадь выработанного пространства; $l_k$ – длина камеры; $n_ц$ – количество целиков; $b$ – ширина целика; $n_к$ – количество камер; $a$ – ширина камеры.

а

б

в

а - 6 камер, ширина целика 3 м; б - 6 камер, ширина целика 4 м;
в - 6 камер, ширина целика 5 м

Рисунок 5 – Распределение коэффициентов устойчивости в междукамерных целиках

На рисунке 6 приведена диаграмма отношения площади зоны разрушения междукамерных целиков к площади выработанного пространства.

Из диаграммы следует, что при одинаковом количестве камер площадь зоны разрушения междукамерных целиков уменьшается при увеличении ширины целика.

Рисунок 6 – Диаграмма отношения площади зоны разрушения междукамерных целиков к площади выработанного пространства

На основе проведенных исследований и полученных результатов обоснованы следующие выводы:

1. Методика прогнозирования геомеханических параметров систем разработки короткими забоями обеспечивает поэтапное решение упругой и упруго-пластической задач с оценкой устойчивости междукамерных целиков.

2. Устойчивость междукамерных угольных целиков устанавливается на основе коэффициента устойчивости, который определяется, как отношение коэффициента концентрации вертикальных напряжений, вычисленного методом конечных элементов, к предельному коэффициенту концентрации вертикальных напряжений, установленному в соответствии с методикой.

3. Критерием устойчивости системы угольных целиков принято отношение суммарной площади разрушения междукамерных целиков к площади выработанного пространства. Указанное отношение предлагается использовать в качестве критерия, позволяющего прогнозировать массовое разрушение угольных целиков (явление коллапса).

*Работа выполнена при финансовой поддержке ФЦП по контракту №16.740.11.0186.*

Список литературы

1. Артемьев В.Б. Динамические формы проявления горного давления / В.Б. Артемьев, Г.И. Коршунов, А.К. Логинов, В.М. Шик. – СПб.: Наука, 2009. – 347 с.

2. 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.

3. Павлова Л.Д. Моделирование геомеханических процессов в разрушаемом углепородном массиве: монография / Л.Д. Павлова; СибГИУ. – Новокузнецк, 2005. – 239 с.

УДК 622.272:622.831.3.031

## ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ СТОХАСТИЧНОСТИ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД НА ВЕЛИЧИНУ ШАГА ОБРУШЕНИЯ ПОРОД КРОВЛИ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ДЛИННЫМИ ОЧИСТНЫМИ ЗАБОЯМИ

***[1]Ванякин О.В., [2]Ермаков А.Ю., [1]Фрянов В.Н.***

***1 - Сибирский государственный индустриальный университет***

***г. Новокузнецк***

***2 - ОАО «Сибниуглеобогащение»***

***г. Прокопьевск***

В настоящее время остается актуальной задача исследования влияния полноты, качества и надежности исходных данных на достоверность прогнозируемых геомеханических параметров выемочного участка.

Потребность в проведении указанных исследований вызвана рядом факторов, включающих необходимость:

− повышения качества проектной документации, разрабатываемой для нужд угольной промышленности, в целях снижения риска возникновения аварийных ситуаций и инцидентов;

− создания безопасных условий труда при разработке месторождений полезных ископаемых подземным способом;

− разработки «Рекомендаций по безопасному ведению горных работ в целях определения допустимого риска при механизированной выемке полезного ископаемого» (далее «Рекомендации...»), в соответствии с требованиями «Методических указаний по проведению анализа риска опасных производственных объектов» (РД 03-418-01).

Конечной целью проведения исследований является научное обоснование рекомендаций по безопасной отработке месторождений полезных ископаемых подземным способом с применением наиболее распространенной системы разработки - длинными столбами по простиранию с полным обрушением пород кровли (ДСО). Рекомендации разработаны по результатам визуально-измерительных исследований закономерностей проявления горного давления на шахтах Кузбасса.

Для прогноза шагов обрушения пород кровли использованы следующие исходные данные:

− скорость подвигания очистного забоя при выходе из монтажной камеры до первичного шага обрушения пород основной кровли;

− скорость подвигания очистного забоя после первичного шага обрушения пород основной кровли;

− скорость подвигания очистного забоя в зонах горно-геологических нарушений;

− тип, конструкция и параметры специальной крепи усиления на сопряжениях очистного забоя с выемочными штреками;

− ширина вынимаемой очистным комбайном полосы («стружки») в очистном забое;

− типы механизированных комплексов, адаптивных для горно-геологических условий горного отвода шахты, в целях соответствия проектной документации требованиям п. 159 «Правил безопасности в угольных шахтах» (ПБ 05-618-03).

Работа выполнена при поддержке Департамента федеральных целевых программ и проектов Министерства образования и науки Российской Федерации. Номер государственного контракта 16.740.11.0186.

В горной науке и практике используются зависимости шагов обрушения пород кровли от горно-геологических условий, установленные А.А. Борисовым, Г.Н. Кузнецовым, специализированными организациями – ВНИМИ, ВостНИИ, и др. Однако указанные зависимости не учитывают совместное влияние скорости подвигания очистного забоя и стохастичность распределения свойств пород.

Для установления зависимости шагов обрушения пород кровли от основных стохастических горно-геологических и горнотехнических параметров и скорости подвигания очистного забоя предлагается модель взаимодействия слоистой подрабатываемой толщи и механизированной крепи (рисунок 1).

Для определения зависимости шага обрушения от свойств пород кровли и скорости подвигания забоя применен метод теории размерности [1]. Согласно этому методу разработана следующая формула

$$l_{первобр.мг} = \frac{A}{1+B\cdot N_k}\sqrt{\frac{C\cdot\left(K_{разм}\cdot\sigma_{сж}+\sigma_{сж}^{\,2}\right)h^F}{v\left(-v^2\right)\sqrt{H\,l_л}}} \qquad (1)$$

где $l_{перв.обр.мг}$ – мгновенный первичный шаг обрушения породной плиты (непосредственной или основной кровли, налегающей толщи), м; $A$ - безразмерный эмпирический коэффициент, А = 150; $B$ - безразмерный эмпирический коэффициент, В = 0,3; $C$ - предельная кривизна изгиба породных плит, м$^{-1}$; $K_{разм}$ - эмпирический коэффициент, для условий Куз-

басса $K_{разм}$ =160 МПа; $F$ - показатель, учитывающий мощность слоев пород кровли, $F$ = 3; $N_k$ - количество контактов между слоями в породной плите, при одном породном слое в породной плите $N_k$ = 0; при двух породных слоях в плите $N_k$ = 1; при трех породных слоях в плите $N_k$ = 2; и т.д.; $\sigma_{сж}$ - предел прочности пород при сжатии (МПа) пакета породных плит слоев, определяется по формуле

$$\pm\Delta\sigma_{сж} = \frac{\sigma_{сж1}\cdot\pm\Delta h_1 + \sigma_{сж2}\cdot\pm\Delta h_2 + \sigma_{сж3}\cdot\pm\Delta h_3 + \ldots + \sigma_{сжi}\cdot\pm\Delta h_i + \ldots + \sigma_{сжn}\cdot\pm\Delta h_n}{h_1 + h_2 + h_3 + \ldots + h_i + \ldots + h_n} \quad (2)$$

где $\sigma_{сж}$ - предел прочности при сжатии пород $i$ - того породного слоя, Па; $h_i$ - мощность пород $i$ - того породного слоя, м; $h$ - мощность (толщина) породной плиты, м; $\gamma$ - объемный вес пород в плите, кг/м$^3$; $v$ - коэффициент Пуассона пород в плите; $H$ - глубина разработки, м; $l_л$ - длина очистного забоя, м ($l_л$ < 1,6Н); Δ - отклонение параметра от среднего.

Рисунок 1 – Модель взаимодействия слоистой подрабатываемой толщи и механизированной крепи

Для определения коэффициентов А, В, С, $K_{разм}$, F был проведен анализ исследований, проведённых С.И. Калининым, Р.В. Орловым, С.Т. Кузнецовым, Г.Н. Кузнецовым и др. На основании результатов анализа исследований установлены численные значения указанных коэффициентов, кроме коэффициента С.

Физический смысл коэффициента С соответствует предельной кривизне пород кровли, при которой происходит образование трещин, заколов (рисунок 1).

Подрабатываемая толща рассматривается как система породных плит, обрушение плит происходит последовательно снизу вверх [5]. Определение предельной кривизны изгиба осуществлялось косвенно пересчётом по известным величинам шагов обрушений пород кровли. Шаги обрушения определялись по результатам визуальных наблюдений процессов деформирования горных пород в окрестности очистных забоев на шахтах Южного Кузбасса (таблица 1).

Мощность породной плиты налегающей толщи, состоящей из нескольких слоев пород, вычисляется по формуле для определения цилиндрической жесткости для каждого слоя в массиве пород по формуле [5]

$$D_N = \frac{E_N \cdot h_N^3}{12 - (-v_N^2)} \quad (3)$$

где $D_N$ - цилиндрическая жесткость породного слоя N-ой плиты, МПа ·м$^3$; $E_N$ - модуль упругости пород слоя, МПа; $h_N$ - нормальная мощность породного слоя, м; $v_N$ - коэффициент Пуассона пород слоя.

Таблица 1 - Исходные данные для определения коэффициента С

| Шахта | пласт | $\sigma_{сж}$ | h | $l_л$ | H | $L_{обруш.\ факт}$ | $K_{пред}$ = C |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Тагарышская | 34 | 32,1 | 5,4 | 250 | 150 | 28,3 | $3{,}29 \times 10^{-6}$ |
| Томусинская 5-6 | IV-V | 42,7 | 5,8 | 135 | 400 | 35 | $3{,}34 \times 10^{-6}$ |
| Юбилейная | 25 | 38,3 | 5,5 | 300 | 500 | 34 | $6{,}52 \times 10^{-6}$ |
| Абашевская | 16 | 45,3 | 4,6 | 260 | 660 | 38,2 | $1{,}21 \times 10^{-6}$ |
| Ульяновская | 50 | 50,3 | 6 | 300 | 300 | 42,2 | $4{,}41 \times 10^{-6}$ |
| Большевик | 29 | 45 | 5 | 196 | 280 | 19,8 | $1{,}64 \times 10^{-6}$ |
| Алардинская | 6 | 52,8 | 9,6 | 220 | 360 | 47,6 | $1{,}26 \times 10^{-6}$ |
| Полосухинская | 29 | 43,1 | 4,2 | 210 | 280 | 20,8 | $3{,}59 \times 10^{-6}$ |

По формуле (3) определена цилиндрическая жесткость породных плит в кровле. Одна плита может включать несколько подрабатываемых породных слоёв алевролита, песчаника, алевролита, угольного пласта.

Количество слоев пород кровли, слагающих мощность породной плиты (рисунок 2), определяется посредством сравнения жесткости породных плит и слоёв по следующим условиям [5]:

$DN_{i+1} > DN_i$ – условие «расслоения» слоев пород кровли;

$DN_{i+1} < DN_i$ – условие «пригрузки» слоев пород кровли.

На рисунке 2 представлена схема взаимодействия породных слоёв и плит с механизированной крепью.

Рисунок 2 – Схема взаимодействия породных слоёв и плит с механизированной крепью

Далее определяется уточненная предельная кривизна изгиба породных плит ($K_{пред}$ =X) для слоев пород кровли различной мощности.

Коэффициент С выражается в явном виде из формулы (1)

$$C = \frac{\left(\frac{l_{первобрмг}(+B \cdot N_k)}{A}\right)^2 \cdot v(-v^2)\sqrt{H \cdot L_л}}{(D + \sigma_{сж}^2) \cdot h^F}. \qquad (4)$$

Например, для условий филиала «Шахта «Тагарышская» ЗАО «УК «Казанковская» (таблица 1)

$$C = \frac{\left(\frac{28(+0{,}3 \cdot 1)}{150}\right)^2 \cdot 0{,}3(-0{,}3^2)\sqrt{150 \cdot 250}}{(60 \cdot 32{,}1 + 32{,}1^2) \cdot 5{,}36^3} = 0{,}00000329.$$

Средняя предельная кривизна изгиба породных плит определяется по формуле:

$$K_{предср} = K_{пред1} + K_{пред2} + K_{пред3} + ... + K_{предn} / n, \quad (5)$$

Статистическая обработка $K_{пред.}$ приведена в таблице 2.

Среднее квадратическое отклонение предельной кривизны изгиба породных плит определяется по формуле

$$\Delta X = \sqrt{\frac{\sum (X_i - X_{ср.})^2}{N(N-1)}};$$

$$\Delta X = \sqrt{\frac{22{,}8}{8 \cdot (8-1)}} = \pm 0{,}64 \cdot 10^{-6}. \quad (6)$$

Таблица 2 – Статистическая обработка результатов расчета величины $K_{пред}$ = С

| | Вычисленное значение | Квадратическая разница | Дисперсия |
|---|---|---|---|
| Шахта | $K_{пред}$ x$10^{-6}$ | ($K_{пред}$x$10^{-6}$ - $K_{пред.\ ср}$)x$10^{-6}$ | ($K_{пред}$x$10^{-6}$ - $K_{пред.\ ср}$x$10^{-6}$)$^2$ |
| Тагарышская | 3,29 | 0,13 | 0,0169 |
| Томусинская 5-6 | 3,34 | 0,18 | 0,0324 |
| Юбилейная | 6,52 | 3,36 | 11,29 |
| Абашевская | 1,21 | -1,95 | 3,8 |
| Ульяновская | 4,41 | 1,25 | 1,56 |
| Большевик | 1,64 | -1,52 | 2,31 |
| Алардинская | 1,26 | -1,9 | 3,61 |
| Полосухинская | 3,59 | 0,43 | 0,18 |
| | | $\sum$ **0** | $\sum$ **22,8** |

По величине дисперсии определяются максимальные и минимальные значения кривизны для кровли каждого пласта. С учетом диапазона изменения предельной кривизны по этой формуле производится расчет максимальных и минимальных шагов обрушения (таблица 3).

Таблица 3 – Максимальные и минимальные отклонения предельной кривизны изгиба породных плит для условий угольных шахт Кузбасса

| Шахта | Минимальное значение $K_{пред}$ = С · $10^6$ | Среднее значение $K_{пред}$ = С · $10^6$ | Максимальное значение $K_{пред}$ = С · $10^6$ |
|---|---|---|---|
| Тагарышская | 2,65 | 3,29 | 3,93 |
| Томусинская 5-6 | 2,7 | 3,34 | 3,98 |
| Юбилейная | 5,88 | 6,52 | 7,16 |
| Абашевская | 0,57 | 1,21 | 1,85 |
| Ульяновская | 3,77 | 4,41 | 5,05 |
| Большевик | 1 | 1,64 | 2,28 |
| Алардинская | 0,62 | 1,26 | 1,9 |
| Полосухинская | 2,95 | 3,59 | 4,23 |

Далее производится расчет показателей работы очистных забоев, с учетом влияния шагов обрушения породных плит для условий угольных шахт Кузбасса.

Определяется время отработки части выемочного столба в пределах первичного шага обрушения породной плиты

$$t_n = \frac{l_{первобр.мг} + 0{,}1 l_{оп}}{V_n} \cdot 86400, \quad (7)$$

где $t_n$ - время отработки участка выемочного столба в пределах первичного шага обрушения породной плиты; $l_{оп}$ - ширина зоны опорного горного давления, м; *86400* - количество секунд в сутках; $V_n$ - средняя скорость подвигания очистного забоя в пределах первичного шага обрушения породной плиты, м/сутки.

Определяется первичный шаг обрушения породной плиты с учетом влияния скорости подвигания очистного забоя

$$l_{первобрск.} = \frac{l_{первобрмг}}{1+\frac{\delta t_n^{1-\alpha}}{1-\alpha}}, \quad (8)$$

где $\alpha, \delta$ - параметры ползучести горных пород, α = 0,7;

$$\delta = 3{,}36\cdot10^{-3} - 5{,}6(218{,}87\sigma_{сж}+1{,}366\sigma_{сж}^2)\cdot10^{-8},\ с^{-03}. \quad (9)$$

Определяется мгновенный шаг вторичного обрушения породной плиты, м

$$l_{вт.обрмг.} = \frac{l_{обрпервмг}}{\sqrt{X}}, \quad (10)$$

где $l_{вт.обр.мг}$- мгновенный шаг первичного обрушения породной плиты, м; $\chi$ - отношение пределов прочности пород при сжатии и растяжении: χ = 8 – для монолитных пород; χ = 15 – для пород средней трещиноватости.

Определяется время отработки участка выемочного столба в пределах вторичного обрушения породной плиты:

$$t_{вт.} = \frac{l_{вт.обрмг} + 0{,}05 l_{оп}}{V_{вт}}\cdot 86400, \quad (11)$$

где $t_{вт.}$- врея отработки участка выемочного столба в пределах вторичного шага обрушения породной плиты, сек; $V_{вт.}$ - средняя скорость подвигания очистного забоя в пределах вторичного шага обрушения, м/сутки.

Вторичный шаг обрушения породной плиты определяется по формуле

$$l_{вт.обрск} = \frac{l_{вт.обрмг}}{1+\frac{\delta t_{вт}^{2-\alpha}}{1-\alpha}}. \quad (12)$$

В таблице 4 приведены расчетные значения шагов обрушения пород кровли.

Таблица 4 – Расчетные значения шагов обрушения пород кровли

| Показатели | | Шахты | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Тагарышская | Ульяновская | Большевик | Полосухинская | Юбилейная | Абашевская | Томусинская 5-6 | Алардинская |
| Мгновенный шаг первичного обрушения породной плиты, м | max | 30,93 | 43,23 | 23,4 | 23,49 | 37,62 | 42,6 | 37,55 | 57,21 |
| | min | 25,45 | 37,4 | 15,47 | 19,61 | 30,6 | 34,4 | 30,93 | 32,68 |
| Время отработки участка выемочного столба в пределах первичного шага обрушения пород- | max | 3,6 | 6,2 | 3,3 | 3,4 | 4,8 | 6,0 | 5,4 | 8,2 |
| | min | 2,8 | 5,3 | 2,2 | 2,8 | 4,4 | 4,9 | 4,4 | 4,7 |

| Показатели | | Шахты | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Тагарышская | Ульяновская | Большевик | Полосухинская | Юбилейная | Абашевская | Томусинская 5-6 | Алардинская |
| ной плиты, сут | | | | | | | | | |
| Первичный шаг обрушения породной плиты с учетом влияния скорости подвигания очистного забоя, м | max | 21,33 | 30,02 | 15,91 | 16,9 | 23,2 | 29,38 | 25,9 | 38,91 |
| | min | 17,55 | 26,34 | 10,9 | 14,31 | 21,4 | 24,05 | 21,78 | 23,34 |
| Мгновенный шаг вторичного обрушения породной плиты, м | max | 7,99 | 11,17 | 6,05 | 6,06 | 8,69 | 11,12 | 9,7 | 14,78 |
| | min | 6,58 | 9,66 | 4,0 | 5,07 | 7,91 | 6,28 | 7,85 | 8,44 |
| Время отработки участка выемочного столба в пределах вторичного обрушения породной плиты, сут | max | 1,14 | 1,6 | 0,9 | 0,9 | 1,23 | 1,6 | 1,4 | 2,12 |
| | min | 0,94 | 1,4 | 0,6 | 0,7 | 1,1 | 1,3 | 1,1 | 1,8 |
| Вторичный шаг обрушения породной плиты, м | max | 6,15 | 8,6 | 4,92 | 4,18 | 6,74 | 8,55 | 6,7 | 11,28 |
| | min | 5,1 | 7,5 | 3,12 | 4,06 | 6,13 | 4,98 | 6,13 | 6,64 |

На рисунке 3 изображен график распределения значений первичного шага обрушения породной плиты в зависимости от горно-геологических условий в пределах горных отводов шахт Южного Кузбасса

Рисунок 3 - График распределения значений первичного шага обрушения породной плиты в зависимости от района расположения предприятия, осуществляющего добычу полезного ископаемого подземным способом в Кузбассе

В результате проведенных исследований установлена зависимость шагов обрушения пород кровли в длинных очистных забоях и скорости подвигания очистного забоя с учетом неравномерного распределения свойств горных пород.

Так как при отработке выемочного столба обрушение системы породных плит происходит последовательно снизу вверх, следовательно шаги обрушения пород кровли и скорость подвигания очистного забоя напрямую зависят от предельной кривизны изгиба каждой плиты. В данной работе определены максимальные и минимальные значения предельной кривизны изгиба породных плит для кровли каждого пласта шахт юга Кузбасса. С учетом диапазона изменения величины предельной кривизны изгиба породных плит произведен расчет максимальных и минимальных шагов обрушения, а также времени отработки участка выемоного столба в пределах обрушения породной плиты. Из расчетов видно, что в результате изменения предельной кривизны изгиба каждой плиты величина отклонения шагов обрушения пород кровли и время отработки выемочного столба способны измениться на 15-20%.

Полученные результаты рекомендуется использовать в процессе разработки проектной документации в целях дополнительного обеспечения промышленной безопасности при отработке выемочных столбов высокопроизводительными очистными механизированными комплексами, так как обеспечивается возможность определения оптимальных (безопасных) темпов подвигания очистного забоя, а также параметров крепи усиления на сопряжениях очистного забоя с выемочными штреками, что в дальнейшем позволит сократить риски возникновения аварий и инцидентов, возникающих в связи с изменением геомеханических свойств пород кровли.

*Работа выполнена в соответствии с грантом РФФИ №1861.*

Список литературы

1. Ванякин О.В. Оценка надежности прочностных и деформационных параметров пород / О.В. Ванякин.- Новокузнецк: СибГИУ, 2008. – 168 с.

2. Штумпф Г.Г. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна / Г.Г. Штумпф, Ю.А. Рыжков, В.А. Шаламанов, А.И. Петров.- М.: Недра, 1994.- 447с.

3. Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России. С-Пб.: ВНИМИ, 2000, 67 с.

4. Широков А.П. Анкерная крепь: справочник / А.П. Широков, В.А. Лидер, М.А. Дзауров.- М.: Недра, 1990. – 205 с.

5. Фрянов В.Н. Состояние и направление развития безопасной технологии подземной угледобычи / В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова. – Новосибирск: СибГИУ. Изд. СОРАН, 2009. – 238 с.

УДК 622.271.6’118:622.324.5

## ОТРАБОТКА КРУТЫХ ПЛАСТОВ ГИДРАВЛИЧЕСКИМ СПОСОБОМ С ПОПУТНОЙ ДОБЫЧЕЙ МЕТАНА

***Сухоруков В.А., Фрянов В.Н., Сухоруков В.В., Шенгерей Е.Б.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Из-за сложных горно-геологических условий наиболее перспективной, универсальной, производительной и безопасной в настоящее время системой разработки для разработки крутых пластов шахт Прокопьевско–Киселевского района является система подэтажной гидроотбойки. Однако гидравлическому способу добычи присущи следующие недостатки: большие потери угля, достигающие 30%; большой объем подготовительных выработок, проводимых на 1000 т добычи, что особенно отрицательно сказывается при разработке пластов мощностью менее 1,5м; ухудшение качества угля по зольности и крупности, что приводит к снижению эффективности его использования и ограничивает применение способа для добычи энергетических углей, Кроме того, подача в шахту большого количества воды ухудшает условия труда.

Для повышения уровня безопасности и достижения оптимальных параметров отработки крутых пластов гидравлическим способом разработаны «Технологические схемы разработки угольных пластов Прокопьевско–Киселевского месторождения системами подэтажной гидроотбойки (ПГО)» и «Инструкция по безопасному применению технологических схем разработки угольных пластов Прокопьевско– Киселевского месторождения системами подэтажной гидроотбойки (ПГО)»

Согласно этим документам, очистная выемка угля в подэтаже выполняется гидромонитором и начинается с проведения разрезной печи по восстанию пласта до выработанного пространства, для организации дренажа метана из камер.

Общее направление отработки запасов угля в подэтажах производится от межблокового целика в сторону ската.

Если на вышележащем горизонте имеется целик значительных размеров, в котором невозможно создать сбойку с помощью гидромониторной струи, выполняются следующие условия:

- в отработанное пространство вышележащего горизонта буровой машиной выбуривается скважина диаметром 100 – 500 мм;

- в случае невозможности выбуривания скважины или необходимости в оставлении барьерного целика, очистные работы начинаются со второго (сверху ) выемочного штрека, а верхний штрек используется, как газоотводящий ( дренажный). После проведения разрезной печи начинается отбойка угля в камерах (заходках)

Проветривание очистных забоев осуществляется вентиляторами местного проветривания (ВМП).

Для безопасности работ в очистном забое используется предохранительный щиток.

После отработки камеры (заходки) и заполнения её породой, высоконапорный став, вентиляционные трубы, транспортные желоба для транспортировки пульпы укорачиваются. Гидромонитор и предохранительный щиток переносятся на расстояние 6-8м и далее цикл работ по выемке угля повторяется.

Исследованиями установлено, что с увеличением интенсивности ведения очистных работ в подэтаже увеличивается выделение газа метана. На каждую тонну угля разрабатываемого пласта приходится объем газа в массиве, многократно превышающий газоносность пласта. Большая часть метана мигрирует к земной поверхности, создавая опасность в сооружениях и отрицательно влияя на экологию региона.

Природа появления и накопления метана до опасной концентрации до конца не изучена, и соблюдение требований нормативных документов не обеспечивает полной безопасности ведения горных работ при отработке газоносных пластов. При достижении в рудничной атмосфере предельно допустимых концентраций метана происходит отключение электроэнергии. По мере снижения концентрации метана аппаратура снимает запрет на подачу электроэнергии и электрооборудование запускается вновь с большими пусковыми перегрузками. Такие циклы включения и отключения электроэнергии по газовому фактору могут повторяться неоднократно, что приводит к снижению производительности забоев, а также к повышению вероятности выхода из строя оборудования.

Практика показала, что эффективность дегазации неразрушенного угольного массива, вследствие его низкой проницаемости, не превышает 30%. Дегазационная скважина, пробуренная в не разгруженный массив, имеет низкую дебиторскую возможность, т.е. отдача метана из массива в скважину происходит в окружности диаметром максимум до 3-8 метров.

Для того, чтобы эффективно дегазировать угольный массив необходимо пробурить большое количество дегазационных скважин. За один год из скважины выделяется 200–1100 $м^3$ метана. Ориентируясь на низкую природную газоотдачу угольных пластов Кузбасса, отсутствие инфраструктуры по доставке газа потребителям и опыта промысловой добычи метана с использованием отечественных технологий, можно предположить, что мероприятия по высвобождению природного газа и его замене в регионе угольным метаном будут нерентабельными. Более экономичным следует считать внедрение в шахтах способов и средств извлечения метана вместе с углем

Выделение дополнительных финансовых средств на создание новых технологий добычи угля с попутной добычей метана позволит не только повысить производительность и безопасность ведения горных работ, но и расширить объемы использования метана, улучшив тем самым технико-экономические показатели работы шахты, создать новые рабочие места и улучшить условия труда на теплоэнергетических предприятиях при замене угля на экологически чистое топливо, каковым является метан.

Для повышения эффективности добычи угля при отработке крутых пластов авторами предлагается новая технология отработки пластов с попутной добычей метана [1], при которой выемка угля в подэтаже осуществляется без присутствия человека в опасных условиях (рисунок 1). Управление работой гидромонитора осуществляется рабочим дистанционно, находясь в скате на свежей струе воздуха с использованием телекамер, которые устанавливаются у забоя за переносной герметичной перемычкой.

Рисунок 1 – Технологическая схема разработки крутого пласта гидравлическим способом с попутной добычей метана

Сущность технологии заключается в следующем. На вентиляционном и откаточном горизонтах пласт вскрывается квершлагами. Проводятся скат, а также вентиляционная и пульпоспускная печи. От этих выработок до границы выемочного поля проводятся подэтажные штреки.

На границе выемочного поля на расстоянии, равном длине заходки, устанавливаются гидромонитор и переносная герметичная перемычка с окном из оргстекла для наблюдения за работой гидромонитора и трубой для транспортировки пульпы до пульпоспускной печи. Вместо оргстекла возможно применение другого несгораемого материала с установкой в перемычке датчиков видеосистемы Проводится разрезная печь и начинаются очистные работы обратным ходом из подэтажного штрека в подэтаже заходками по простиранию пласта. После выемки угля в заходке , переносная герметичная перемычка переносится для выемки угля в новой заходке, сокращаются трубы предназначенные для транспортировки пульпы , а также ставы вентиляционных труб и труб для подвода воды к гидромонитору. Отбитый высоконапорной струей воды уголь вместе с водой попадает на приемный лоток и далее пульпа вместе с метаном по трубам проложенным по подэтажному штреку транспортируется к пульпоспускной печи. Там, на сопряжении засечки и подэтажного штрека по патрубку метан поднимается на вентиляционный горизонт, а пульпа по трубам проложенным в пульпоспускной печи поступает на откаточный горизонт.

После отработки подэтажа в засечках, устанавливаются капитальные герметичные перемычки с патрубками для откачки метана из выработанного пространства.

Свежий воздух для проветривания подготовительной выработки и подэтажного штрека поступает по трубам от вентилятора местного проветривания, установленного на основном горизонте и далее по трубе идет к перемычке. Исходящая струя воздуха из подготовительных выработок по печам и скату выходит на вентиляционный горизонт.

*Работа выполнена при финансовой поддержке ФЦП по контракту №16.740.11.0186.*

Список литературы

1. Патент РФ №2411361. Способ выемки угля подэтажной гидроотбойкой с попутной добычей метана / Сухоруков В.А., Фрянов В.Н., Сухоруов В.В., Шенгерей Е.Б.

УДК 622.08.794

## РАЗРАБОТКА СПОСОБОВ, КОНСТРУИРОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКИХ СРЕДСТВ И АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ВАРИАНТОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ШАХТНОГО ВОДООТЛИВА

***[1]Сенкус Вас.В., [1]Вессель А.О., [1]Сенкус Вал.В. [2]Лукин М.К., [3]Лукин К.Д.***
***1 - Новокузнецкий филиал-институт Кемеровского государственного университета г. Новокузнецк***
***2 – Московский государственный горный университет г. Москва***
***3 – Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк***

На горнодобывающих предприятиях различают несколько видов систем водоотлива, которые обеспечивают безопасность горных работ и жизнедеятельность угольных шахт.

Водоотлив самотеком возможен, если рельеф местности позволяет проходить штольни или наклонные выработки, которые имеют уклон к устью и снабжены канавками для спуска воды.

В системе водоотлива вода из горных выработок аккумулируется в подземных водосборниках, откуда шламовыми насосами выдается на поверхность в отстойники, а затем сбрасывается во внешние водоемы.

Водоотлив может быть одноступенчатый, который имеет ряд недостатков:

- задержки в работе, связанные с подъемом и спуском насоса при взрывных работах;

- необходимость систематического наблюдения за уровнем воды в приямке для обеспечения нормальной работы насоса;

- трудности, связанные с использованием погрузочного оборудования при наличии в забое насоса и всасывающего рукава.

В значительной степени недостатки одноступенчатого водоотлива устраняются при использовании двух- или многоступенчатой схемы водоотлива.

Откачка воды на поверхность при наличии одного горизонта может производиться: центральной, главной, главной и участковыми водоотливными установками.

В глубоких шахтах, где напор одного многоступенчатого насоса с максимальным числом колес недостаточен, применяют последовательную работу насосов, установленных в камере по бустерной схеме, или используют ступенчатую схему водоотлива в двух вариантах.

1. Водоотливные установки имеют водосборники. Нижние насосы подают воду в верхний промежуточный водосборник. Схема ступенчатых водоотливных установок позволяет независимо работать водоотливным установкам на верхнем и нижнем горизонтах.

2. Ступенчатая схема водоотлива может быть выполнена без промежуточных водосборников путем последовательного включения насосов, находящихся на разных горизонтах. Такая схема имеет ряд недостатков: нижние насосы и арматура должны быть усилены, так как находятся под давлением столба воды; усложняются коммуникации трубопроводов, которые должны обеспечить последовательную работу любой пары насосов; понижается надежность работы водоотливной установки (особенно нижней); необходимо регулировать последовательно включенные насосы, чтобы рабочий режим каждого из них находился в рабочей зоне.

Возможны различные схемы водоотлива, выбор которых для конкретных условий определяется минимальными затратами и надежностью работы водоотлива.

Водосборники главных водоотливных установок должны принять приток воды в течение вынужденных простоев насосов, при возможных перерывах подачи электроэнергии или временного выхода из строя насосных установок, а также остановки насосов в период максимальных нагрузок на шахтной подстанции, поэтому объем водосборника главных водоотливных установок должен быть равен 4-часовому притоку, а для участковых на 2–3-часовой нормальный приток воды.

Водосборники могут делиться на две секции, первая служит отстойником, а вторая водосборником, что облегчает очистку водосборников, но механизация и автоматизация процесса очистки в них затруднена.

Опыт шахт, где имеются предварительные отстойники, показал, что более рациональным является устройство перед водосборником предварительного горизонтального отстойника, улавливающего частицы размером более 0,1 *мм*, а вода с частицами крупностью менее 0,1 *мм*, может откачиваться высоконапорными насосами, но в таких условиях водосборники должны иметь уклон в сторону насосов, чтобы не происходило их заиливание.

Водосборники должны по мере заиливания регулярно очищаться, а сроки очистки зависят от степени загрязнения шахтной воды и определяются опытным путем. На период максимальных притоков (весенний, осенний) водосборники должны быть очищены.

Способы очистки водосборников несовершенны, не обеспечивают своевременного и быстрого удаления шлама, поэтому механизацию и автоматизацию удаления шлама можно произвести при наличии предварительного отстойника.

Разработка экологически безопасных технологических схем шахтного водоотлива базируется на разработанной концепции и принципах управления техногенными и гидродинамическими процессами в углепородном массиве и способе восстановления гидрологических режимов горнодобывающих предприятий с учетом преемственности существующих вариантов технологических схем и их элементов.

Основными их отличиями являются:

- очистка шахтного притока в подземных условиях до уровня минерализации шахтных вод в водоносных пластах под землей и ПДК на поверхности;

- закачка воды в водоносные пласты по их падению за пределы ведения горных работ;

Отличия требуют разработки способов и технических средств очистки шахтных вод под землей и на поверхности, а горно-геологические и технологические факторы – соблюдения баланса поглощающей способности пластов и нагнетания воды в скважины, а также сохранения их структуры при подаче воды под давлением.

С учетом принятых требований разработаны следующие схемы водоотлива, которые можно разделить на четыре группы:

1. Технологические схемы с подземной очисткой шахтного притока с нагнетанием в скважины.

2. Технологические схемы с подземной очисткой шахтного притока и закачкой их в подземные водосборники, обустроенные в водоносных пластах.

3. Технологические схемы с подземной очисткой шахтного притока, закачкой их в скважины и подземные водосборники и выдачей в отстойник на поверхности (рисунок 1).

4. Технологические схемы с выдачей воды на поверхность, очисткой в механизированном отстойнике и отстойнике осветлителя.

Возможны различные комбинации и модификации, представленных групп.

Экологически безопасные технологические схемы водоотлива включают горные выработки, оборудование, аппаратуру, обеспечивающие следующие технологические процессы: аккумуляцию шахтного притока; очистку шахтного притока; выдачу и обезвоживание шлама; аккумуляцию очищенной воды; откачку воды; нагнетание воды в скважины; закачку воды в отстойники.

Каждый из процессов может иметь различные способы реализации, которые порождают варианты технологических схем, а с учетом горно-геологических, технических и технологических фактов их количество многократно увеличивается.

Аккумуляция шахтного притока производится в водосборниках и отстойниках под землей и на поверхности, в которых происходит очистка воды за счет гравитационного осаждения взвешенных частиц, что требует периодической их очистки, но не решает проблему полностью, так как в отстойниках и водосборниках происходит слоевое разделение воды по температурному градиенту. Холодные более плотные слои воды аккумулируются на дне, что препятствует проникновению теплых вод, несущих загрязнения в виде растворенных веществ и взвешенных частиц.

Рисунок 1 – Балансовая схема системы управления техногенными гидродинамическими процессами в углепородном массиве

В системе управления технологическими схемами водоотлива недостатки устраняются за счет разделения функций отстойника и водосборника, механизации выгрузки и обезвоживания шлама, изменения направления движения потоков воды в отстойниках и водосборниках при установке водонепроницаемых перегородок, тонкослойных осветлителей различных конструкций, покрытия их пластин полимерными материалами, придание гидравлического уклона дну водосборника, предотвращающего осаждение илов.

Перепуск воды из водосборника в коллекторный колодец производится с помощью устройства для регулирования сброса воды, откуда она насосами нагнетается в скважины водоносных пластов или выдается на поверхность. Насосные камеры и коммуникации не претерпевают изменений, но имеют дополнительную сеть трубопроводов для закачки воды в скважины пластов или подземные водосборники, расположенные в водоносных пластах.

При наличии в горном массиве нескольких водоносных пластов вода может подаваться в наиболее мощный, способный принять весь шахтный приток или распределяться по пластам, обеспечивая резерв на повышенный шахтный приток. Наиболее благоприятной для окружающей среды является закачка очищенного шахтного притока в водоносные пласты нижних горизонтов, которые наиболее минерализованы в естественных условиях, а дополнение в них менее минерализованных вод вызывает разубоживание водоносного пласта.

Основными элементами экологически безопасной системы управления техногенными и гидродинамическими процессами в углепородном массиве, отличающимися от традиционных схем шахтного водоотлива, являются подземный механизированный отстойник, в котором реализуются различные способы очистки шахтного притока, представляющий канал прямоугольного или трапециевидного сечения, на дно которого уложен скребковый обезвоживающий конвейер.

В механизированном отстойнике дополнительно устанавливаются технические средства, защищенные патентами: механизм выгрузки шлама, который работает периодически и включается по мере накопления шлама; водонепроницаемые перегородки для изменения на-

правления движения потока воды по объему отстойника; поперечные наклонные тонкослойные осветлители для осаждения мелкодисперсных взвешенных частиц; продольные тонкослойные осветлители для осаждения мелкодисперсных взвешенных частиц; фильтр из металлической стружки для задержки тонкодисперсных взвешенных частиц; устройство для обработки шахтного притока пульсирующим постоянным током для осаждения растворимых загрязняющих веществ и уничтожения микроорганизмов; устройство для перепуска воды из отстойника в водосборник с забором ее из наиболее чистых зон потока; аварийный сброс воды.

# СЕКЦИЯ «ЭКОНОМИКА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ»

УДК 665.7.032.56

# БУРЫЙ УГОЛЬ КАК АЛЬТЕРНАТИВНЫЙ УГЛЕХИМИЧЕСКИЙ РЕСУРС КУЗБАССА

***[1]Жеребцов С.И., [1,2]Исмагилов З.Р.***
***1 - Институт углехимии и химического материаловедения СО РАН***
***г. Кемерово***
***2 - Институт катализа СО РАН***
***г. Новосибирск***

Решение проблем инновационного развития Кузбасса предполагает комплексный системный подход как к технологиям переработки сырьевых ресурсов, так и к самим ресурсам. Известно, что наряду с традиционными для Кузбасса богатейшими запасами каменных углей, в Кемеровской области присутствуют значительные запасы бурых углей.

Бурый уголь, торф, окисленные каменные угли низкой стадии метаморфизма не представляют значительного интереса в качестве энергетических источников. С другой стороны, комплексный химико-технологический подход к освоению этих ископаемых обеспечивает получение широкого класса химических продуктов на базе горного воска, экстракционных смол, гуминовых веществ и остаточного материала, которые могут использоваться в различных отраслях промышленности. Стоимость товарной продукции (только воска – сырца) первичной переработки 1 т бурых углей составляет около 100 - 200 €.

Запасы бурых углей Кузбасса составляют 66,4 млрд.т. Они сосредоточены в Итатском, Урюпском (Тяжинский район), Барандатском (Тисульский район) месторождениях. Бурые угли Барандатского и Урюпского месторождений содержат экстракционных битумов около 4% и свободных гуминовых кислот около 35%. Запасы этих углей значительны - только по Барандатскому месторождению - 33,5 млрд.т. Особый интерес представляют сажистые бурые угли, которые сосредоточены в верхних, близких к дневной поверхности слоях угольных пластов и являются отходом угледобычи. Содержание экстракционных битумов в сажистых углях – до 5%, выход свободных гуминовых кислот – до 70%.

Утилизация отходов добычи бурого и каменных углей – сажистого угля (выветрившегося, окисленного в пласте) с получением гуматных органоминеральных удобрений на его основе, позволит повысить урожайность различных сельскохозяйственных культур, улучшать и восстанавливать плодородие почв, проводить рекультивацию почв после техногенного вмешательства.

Общеизвестно, что бурые угли являются сырьем для химических технологий, приготовления органических удобрений, получения сырых и модифицированных восков, ростовых веществ и биостимуляторов, медицинских препаратов, красителей для древесины, стабилизаторов и разжижителей в производстве строительных изделий, разнообразных материалов для сельского хозяйства, бытовой химии [1, 2].

Наряду с термическими технологиями переработки бурых углей (рисунок 1), существует альтернативный путь использования наиболее ценного природного потенциала бурых углей – их переработка экстракционными методами, что дает возможность получить широкую гамму продуктов, упомянутую выше.

**Экстракция** - извлечение растворимых веществ из какого-либо сырья органическими или неорганическими растворителями, позволяет избирательно получать интересуемое вещество практически в неизмененном виде (рисунок 2). Отказ от применения высоких температур и пиролиза при переработке ТГИ методом экстракции способствует наибольшей сохранности природного потенциала бурых углей, исключает разрушение целевых продуктов - экстракционных восков, смол, гуминовых веществ.

**Сырой буроугольный воск (синонимы: горный воск, монтан-воск)** представляет из себя смесь собственно восковых компонентов и смол. Содержание тех и других состав-

ляющих колеблется в широких пределах в зависимости от многих факторов - применяемых при экстракции растворителей, условий экстракции, видов сырья и др. [1].

Рисунок 1 - Направления переработки бурых углей

Рисунок 2 - Схема экстракции и ее преимущества

Восковая часть представлена, главным образом, сложными эфирами высших жирных одноосновных кислот ($C_{16}$-$C_{32}$ и выше) и высокомолекулярных одноатомных (редко двухатомных) спиртов с четным числом атомов углерода. В зависимости от природы объекта, из которого извлекался воск, а также параметров экстракции, химический состав восковой части и смол может изменяться в широком диапазоне. Все видовое многообразие восков по производственному критерию можно свести к следующим основным типам (рисунок 3):

- исходный, или сырой воск, представляющий собой экстракт, извлеченный органическими растворителями из бурого битуминозного угля или торфа;
- обессмоленный воск, полученный путем удаления из сырого воска смолистой части;
- рафинированный воск, т.е. осветленный, полученный из обессмоленного воска;
- этерифицированный воск, полученный путем этерификации рафинированного воска моно-, ди- или полиатомными спиртами или их смесями.

Рисунок 3 - Состав и типы горного воска

Благодаря ряду ценных свойств горный воск и продукты его переработки применяются более чем в 200 отраслях промышленности: в литейном производстве, в изготовлении полирующих и защитных композиций для различных покрытий, в бумажной, кожевенной промышленности, в косметике, медицине, в бытовой химии и многих других. Стоимость одной тонны горного воска-сырца достаточно высока и составляет около 3000 €. По мере переработки сырого воска в более квалифицированные продукты - обессмоленные, рафинированные, этерифицированные воска - его стоимость значительно увеличивается [1].

**Смолистые вещества** в настоящее время считаются отходом производства обессмоленного воска. Однако, в свою очередь, могут применяться в производстве антикоррозионных покрытий, антиокислительных и полифункциональных присадок к смазочным маслам, в консервационных составах, в качестве флотореагентов. Привлекает внимание возможность выделения из экстракционных смол торфов и бурых углей фракций углеводородов, обладающих высокой биологической активностью (терпеновые и стериновые соединения) с перспективой их применения в медицине, сельском хозяйстве и парфюмерно-косметической промышленности.

**Гуминовые вещества** (рисунок 4) содержатся в больших количествах в бурых углях, окисленных и выветрившихся каменных углях и извлекаются щелочной экстракцией (таблица 1).

Причина интереса к гуминовым кислотам - наличие у них разнообразных специфических свойств, открывающих возможности их широкого практического использования во многих областях. Наибольшее внимание в настоящее время привлекает биологическая активность гуминовых кислот и препаратов на их основе.

Плодородие почв и повышение урожайности определяется не только увеличением количества минеральных и органических удобрений но и рациональным их использованием. Это в значительной мере относится к гуминовым препаратам [3-7].

Наиболее рационально внесение гуминовых препаратов в почву в виде водорастворимых солей – гуматов (безбалластных), поскольку в ионодисперсном состоянии они биологически активны и уже в концентрациях тысячных долей процента стимулируют жизнедеятельность растительных организмов. С другой стороны, балластные гуматы, то есть гуматы с остаточным углем, обладают пролонгированным постдействием.

**Существенное влияние гуматы оказывают на водно-физические и физико-химические свойства почвы:**

− повышают влагоёмкость легких почв (в среднем на 30%), способствуя образованию агрономически ценной комковато-зернистой структуры;

– улучшают порозность и водопроницаемость тяжелых почв, препятствуя образованию трещин, корок;

– способствуют аэрации и воздухопроницаемости почвенного профиля, оптимизируя корневое дыхание растений и окислительно-восстановительный режим почвы в целом;

– регулируют реакции ионного обмена между почвой и водными растворами;

– влияют на буферную емкость почв, тем самым способствуя поддержанию естественного уровеня pH даже при избыточном поступлении кислых или щелочных агентов.

Рисунок 4 - Модельный фрагмент гуминовых кислот угля

**При использовании гуматов в сельском хозяйстве отмечают следующее:**

– увеличивается урожайность зерновых, кормовых и овощных культур в среднем на 10-30%;

– повышается всхожесть семян и их прорастание;

– улучшается обмен веществ у растений, повышается поглощение минеральных веществ, усиливается корнеобразование;

– улучшается приживаемость рассады и растений при пересадке;

– увеличивается сопротивляемость растений к болезням, заморозкам и засухе,

– снижается содержание нитратов, пестицидов, ионов тяжёлых металлов и радионуклидов, что позволяет говорить о возможности применения гуматов для рекультивации и обеззараживания почв.

Таблица 1 – Использование угольного сырья для производства гуматных удобрений

| Сырье, 1 т | Можно получить (одно из двух) | |
|---|---|---|
| | безбалластные гуматы | балластные гуматы |
| Уголь бурый | 400 кг | 1200 кг |
| Уголь бурый сажистый | 800 кг | 1200 кг |
| Уголь каменный «Д» окисленный в пласте | 100 - 200 кг | 1100 кг |

Комплексные гуматные удобрения (КГУ) имеют следующие отличительные черты: включают около 30% органической основы - гуматов и около 70% азотно-фосфорно-калийных (N,P,K) туков, что обеспечивает содержание в гранулах 30-35% питательных веществ. Соотношение азота, фосфора, калия в гранулах можно менять в зависимости от потребности почв и культур. По литературным данным, КГУ по сравнению с эквивалентным

количеством N,P,K туков и отдельно торфа показали получение прибавки в урожае картофеля и зерновых культур в среднем на 10-40%.

**Площади под применение гуматов:**

Применение гуматов рекомендуется на всех видах почв и для всех видов растений. В зависимости от обеспечения хозяйств техникой для внесения удобрений и препаратов существуют разные способы внесения гуматов.

В Кузбассе площадь нарушенных земель, требующих рекультивации, составляет 100 тыс. га. Ежегодный прирост нарушенных земель – 1 тыс. га.

Посевная площадь всех сельхозпредприятий Кузбасса в 2008 г. составила 684,66 тыс. га.

Потребность в гуматах ( в пересчете на 100% гумат):

рекультивация - единовременно от 200 до 1000 тонн, ежегодно: от 2 до 10 тонн;

сельские хозяйства - от 1 369 до 6 850 тонн ежегодно.

В России посевная площадь всех сельхозпредприятий России, включая Кузбасс, в 2008 г. составила 76 923 тыс. га.

Потребность в гуматах ( в пересчете на 100% гумат) от 154 000 до 769 230 тонн ежегодно. Некоторые предварительные экономические показатели производства гуматов приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Некоторые предварительные экономические показатели производства гуматов.

| Статья | Сумма, руб |
|---|---|
| Сырье – отход угля, 1 тонна | 150 |
| NaOH, в пересчете на 100% - 200 кг | 5000 |
| Добавки микроэлементов 50 кг | 1000 |
| Затраты на переработку, з/п и другие отчисления | 1000 |
| Итого себестоимость 1,25 т гранул<br>1т гранул | 7150<br>5720 |
| Цена на рынке | От 20 000 до 100 000 |
| Максимально возможный объем продаж по России | 15 – 77 млрд. рублей |
| Расчетная максимальная прибыль | 2,2 – 70 млрд. руб |

Гуминовые вещества имеют широкое поле применения в технике и технологиях [2]:

- гуматы как адсорбенты и абсорбенты;
- системы водоподготовки;
- производство аккумуляторов;
- керамическое производство;
- пеногасители;
- литейное производство и сырые формовочные смеси;
- производство асфальта, битума и композитных материалов;
- жидкие и консистентные смазки;
- краски и промышленные покрытия;
- типографские краски;
- резина;
- бумага и картон;
- косметические и лекарственные средства.

**В Институте углехимии и химического материаловедения СО РАН** нами ведется работа по повышению эффективности экстракционной переработки бурых углей посредством их химической модификации алкилированием [8-15]. Селективное О-алкилирование углей и торфов, совмещенное с экстракцией, позволяет избирательно увеличивать выход битумов из ТГИ, включая спирты, карбоновые кислоты, длинноцепочечные сложные эфиры нормального строения, стероидные и тритерпеновые структуры и др. Различные методы окисле-

ния ТГИ дают возможность получать с высоким выходом полифункциональные карбоновые кислоты и их ангидриды. Наиболее подходящие объекты для такого вида модификации - бурые угли и их окисленные формы, ресурсы которых в Кузбассе весьма значительны.

Нами достигнуто кардинальное увеличение выхода воска – втрое превышающее его выход из природного сырья. Впервые нам удалось модифицировать и экстрагировать сырье в одну стадию в мягких технологических условиях (температура до 120°С, атмосферное давление), исключающих термическое разрушение целевых продуктов. По своим физико-химическим характеристикам полученный из алкилированного угля воск представляет из себя высококачественный продукт, сравнимый с различными марками этерефицированного или растительного (карнаубского) воска. Следует отметить, что традиционно в промышленности этерифицированные воски получаются в результате многостадийной переработки сырого горного воска.

В результате алкилирования углей повышается выход и других ценных продуктов – смол (в 2-3 раза) и гуминовых веществ (на 20%). В результате полного окисления твердого остатка плотного бурого угля удалось получить с высоким выходом эфиры фталевой кислоты (до 7% на daf) и пиромеллитовый ангидрид (до 29% на daf) – ценные продукты для органического синтеза.

Отработана методика приготовления биологически активных препаратов гуминовых веществ. В экспериментах использовалась сортовая пшеница “Ирень”. Результаты испытаний показали, что концентрация гуминовых препаратов (при pH 6,8) должна составлять от 0,005% до 0,02%. Растворы с концентрацией менее 0,005% не дают положительного эффекта в сравнении с контрольным опытом, а с концентрацией более 0,02% действуют угнетающе на прорастание семян. Поскольку алкилирование бурых углей и торфа повышает относительное содержание фенольных функциональных групп в гуминовых кислотах, были проведены сравнительные тесты на биологическую активность гуминовых препаратов, полученных из исходных и алкилированных объектов. Результаты испытаний на биологическую активность представлены в таблице3.

Таблица 3 - Биологическая активность образцов гуматов натрия

| Источник гуминовых веществ | Концентрация гумата натрия, % | Длина первичного корня семян пшеницы, мм | Всхожесть семян пшеницы, % |
|---|---|---|---|
| Бурый уголь исходный | 0,02 | 23,5 | 90 |
| Контрольный опыт | 0,00 | 23,2 | 92 |
| Бурый уголь модифицированный | 0,02 | 60,7 | 86 |
| Контрольный опыт | 0,00 | 53,6 | 90 |

Результаты экспериментов показали повышенную биологическую активность гуматов, полученных из модифицированных объектов. Например, длина первичного корня семян пшеницы, увеличилась на 13% по сравнению с контрольным опытом, а в случае обработки гуматами исходного угля практически не изменилась (1%).

Таким образом, проведенные в Институте исследования могут послужить основой создания ряда комплексных технологий переработки нетрадиционных для Кузбасса ресурсов бурых углей.

Механизм коммерциализации может выглядеть следующим образом:

- создание пилотной установки переработки бурых углей;
- демонстрация возможности пилотной установки потенциальным потребителям;
- адаптация результатов НИОКР для задач конкретного потребителя;
- подготовка обоснованного технико-коммерческого предложения для потребителя с оценкой технико-экономической эффективности результатов внедрения;

– поставка установки «под ключ».

Кроме того, могут быть предусмотрены следующие способы стимулирования коммерциализации:

– участие в региональных выставках и ярмарках с размещением информации об организации и ее продукции в их каталогах;

– реклама в специализированных страничках в ИНТЕРНЕТЕ;

– рассылка конкретных технических предложений руководителям интересующихся предприятий.

Для коммерциализации результатов работы также будут привлечены организационные и кадровые ресурсы Сибирского Отделения РАН.

Результаты предыдущих НИР и ОКР, выполненных при участии членов коллектива, опубликованы в ведущих научных изданиях, докладывались на крупнейших научных форумах и защищены авторскими свидетельствами СССР и патентами РФ [8-15].

Список литературы

1. Белькевич П.И., Голованов Н.Г., Долидович Е.Ф. Битумы торфа и бурого угля.- Мн.: Наука и техника. 1989. с.125.

2. http://www.humate-sakhalin.ru

3. Драгунов С.С. Химическая характеристика гуминовых кислот и их физиологическая активность // Гуминовые удобрения. Теория и практика их применения. 1980. 7. С. 5-21.

4. Фокин А.Д., Бобырь Л.Ф., Епишина Л.А., Кравцова Л.В. О проникновении гумусовых веществ в клетки растений // Гуминовые удобрения. Теория и практика их применения. 1975. 5. С.57-59.

5. Христева Л.А. Действие физиологически активных гуминовых кислот на растения при неблагоприятных внешних условиях // Гуминовые удобрения. Теория и практика их применения. 1973. 4. С. 5-23.

6. Горовая А.И., Кулик А.Ф. Клеточные механизмы природной и модифицированной физиологически активными веществами сопротивляемости сельскохозяйственных растений к повреждающему действию пестицидов // Гуминовые удобрения. Теория и практика их применения. 1980. 7. С. 74-106.

7. Апраксина С.М., Думбай И.Н., Дуленко В.И. Гуматы бурых углей различных месторождений, их получение и свойства // Пути переработки углей Украины. Киев. Наук. думка. 1988. С. 98-106.

8. Жеребцов С.И. Взаимодействие углей низких стадий метаморфизма с метанолом // Химия твердого топлива. 2007. №3. С. 60-70.

9. Сивакова Л.Г., Жеребцов С.И., Смотрина О.В. Влияние алкилирования торфа и бурого угля на состав кислых групп гуминовых кислот // ХТТ. - 2005.- №5.- С.24-30.

10. Жеребцов С.И., Мусин Ю.В., Моисеев А.И. Состав восков в битумоидах алкилированного торфа // Химия твердого топлива. 2009. №1. С 20-21.

11. Жеребцов С.И., Моисеев А.И. Состав восковой фракции битумоидов метилированных бурых углей // Химия твердого топлива. 2009. №2. С. 12-21.

12. Жеребцов С.И., Мусин Ю.В., Моисеев А.И. Влияние алкилирования на состав и выход битумоидов торфа // Химия растительного сырья. 2009. №2. С. 125-130.

13. Жеребцов С.И., Исмагилов З.Р. Продукты переработки торфов, бурых и некондиционных углей Кузбасса. // Всероссийская научно-практическая конференция "Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности". Кемерово. 2010.

14. Лозбин В.И., Липович В.Г., Жеребцов С.И., Ткаченко П.В.Способ получения буроугольного воска // А.с. СССР № 1675321. Опубликовано 08.05.91г. Бюлл. "Открытия и изобретения", М., 1991, № 33. С. 95.

15. Жеребцов С.И., Мусин Ю.В., Моисеев А.И. Способ переработки твердых горючих ископаемых // Патент РФ на изобретение № 2339681. Опубликовано 27.11.2008. Бюлл. № 33.

УДК:622.142;622.031

# РАЗВИТИЕ ПОДХОДОВ К ОЦЕНКЕ НЕОДНОЗНАЧНОСТИ ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

***[1]Шаклеин С. В. , [2]Писаренко М. В .***
***1 - Институт вычислительных технологий СО РАН***
***2 - Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово***

На всех стадиях освоения месторождений, начиная с предпроектных проработок, горно-технологические решения принимаются на основе горно-геометрических моделей, которые объективно обладают тем или иным уровнем погрешности, причем непостоянным в различных точках недр. В ходе использования геологической информации ее погрешности неизбежно трансформируются в погрешности и ошибки технологических, инвестиционных и иных решений.

Для оценки возможного риска реализации проекта, в том числе и учета неоднозначности горно-геологических данных заложенных в проект, осуществляют расчет экономических и финансовых показателей работы горного предприятия на основе запасов, величина которых откорректирована понижающими коэффициентами по отношению к общим подсчитанным запасам. Причем ожидаемая величина этого понижения практически никак не обосновывается, а само оно вводится только для ресурсов и предварительно оцененных запасов категории $C_2$.

Естественно, что такой подход позволяет оценить возможный риск осуществления только для проекта в целом. Однако в отдельные периоды реализации проекта, за счет неравномерной разведанности объекта, уровень подтверждения запасов предприятия может существенно отличаться от их среднего значения. Поэтому применение указанного традиционного подхода к количественной оценке риска проекта освоения недр малопродуктивно.

Главным недостатком практикуемого подхода является то, что при его применении схема вскрытия и подготовки, расположение и параметры системы горных выработок, которые, в конечном итоге, и определяют реальную полноту и эффективность освоения недр, остаются без изменений. Тот очевидный факт, что погрешность определения промышленных запасов предприятия определяется погрешностью имеющейся системы горно-геометрических моделей, существующей системой оценки полностью игнорируется.

Таким образом, применяемые ныне системы учета неполноты геологических знаний о недрах совершенно не учитывают погрешности существующих представлений о характере пространственного изменения условий размещения угольных пластов и их свойств в недрах, которые используются при проектировании и планировании ведения горных работ.

Знание погрешностей геометризации позволяет несколько иначе осуществить учет риска пользования недрами по фактору достоверности их геологического изучения. Теоретически такой учет может осуществляться путем выполнения проектирования и планирования развития горных работ и соответствующих технико-экономических расчетов по нескольким вариантам горно-геометрических моделей. Их комплект, который можно квалифицировать как многоуровневый, должен состоять, как минимум, из двух групп:

– «традиционного» или «ожидаемого» комплекта, формирование которого и осуществляется ныне в ходе геологического изучения недр;

– «пессимистического» комплекта, формируемого уже на стадии подготовки проектной документации путем трансформирования «традиционного» комплекта с учетом степени его достоверности.

Представляется очевидным, что трансформирование «традиционного» комплекта может осуществляться путем увеличения значений неблагоприятно действующих и уменьшения значений положительно действующих факторов на величины их ожидаемых погрешностей.

Если используемые при проектировании решения принятые по обоим вариантам моделей идентичны, то следует сделать вывод о достаточном объеме выполненных геологических исследований. В противном случае, в зависимости от уровня наблюдаемых расхождений двух вариантов проектных решений, необходимо, либо выполнить дополнительный объем разведочных работ в контурах наибольшего расхождения моделей, либо учесть возможный уровень погрешностей решений при планировании деятельности горных предприятий.

Предлагаемый подход позволит не только получать более реальные оценки обстановки и снизить уровень горного риска, но и предвидеть, а также заранее парировать возможные нештатные организационно-производственные ситуации.

Разработка многоуровневых моделей предполагает, прежде всего, выполнение оценки точности геологических данных по разведочным скважинам. В качестве методики оценки точности и достоверности определения основных геологических данных по скважинам предлагается использовать опубликованную на официальном сайте ФГУ «ГКЗ» «Методические рекомендации…» [1], которые по результатам рассмотрения ЭТС ФГУ «ГКЗ» (протокол от 22.05.2007) официально рекомендованы к применению для установления количественных квалификационных показателей при категоризации и подсчете запасов углей на месторождениях Кузбасса.

Основная идея методики [1], заключается в оценке степени неоднозначности геологических моделей на основе искусственного создания избыточных косвенных определений в сетях геологоразведочных измерений.

В качестве показателя достоверности изученности гипсометрии пласта принимается расхождение между двумя значениями высотной отметки пласта в точке пересечения диагоналей четырехугольной ячейки разведочной сети, характеризующее степень возможности других построений, выраженное в метрах и измеренное в нормальном к пласту направлении (ламбда-критерий разведанности гипсометрии).

Показателем достоверности изученности мощности чистых угольных пачек и их зольности, точечно определяемых по пластоподсечениям, является относительное (в процентах) расхождение между двумя значениями рассматриваемых в точке пересечения диагоналей четырехугольной ячейки разведочной сети (относительный дельта-критерий разведанности).

Для построения многоуровневых моделей формируются три выборки. Первая выборка для построения «традиционных» (ожидаемых) геометрических моделей содержит только данные признака по скважинам. Две другие наряду с данными по скважинам содержат ожидаемые значения признака в точках пересечения диагоналей четырехугольника [1]. При этом для построения пессимистической горно-геометрической модели из двух возможных значений признака в точках пересечения диагоналей четырехугольника принимают те, которые наиболее увеличивают погрешность. При построении оптимистической горно-геометрической модели наоборот принимают те значения, которые оказывают наименьшее влияние на величину погрешности. Далее с учетом построенных многоуровневых горно-геометрических моделей проводится анализ принимаемых горнотехнологических решений. Более подробно построение моделей и оценка влияния неоднозначности исходной горно-геологической информации на горнотехнологические решения рассмотрены в работе [2].

Следует отметить, что процесс построения многоуровневых горно-геометрических моделей является весьма трудоемким. Участки недр характеризуются разной степенью геологической изученности. В условиях высокой геологической изученности ожидаемая, пессимистическая и оптимистическая модели мало отличаются друг от друга. Поэтому необходимо выяснить при каких условиях построение многоуровневых моделей является необходимо. Наиболее явно видеться решение проблемы, в выявлении зависимости между количественными критериями достоверности исходной геологической информации [1] и технико-экономическими показателями, например, между дельта-критерием разведанности и разницей объемов запасов подсчитанных по оптимистической и пессимистической моделям. В основе расчета дельта-критерия разведанности принимается неоднозначность определения мощности пласта, в свою очередь любое колебание мощности разрабатываемого пласта ве-

дет к уменьшению-увеличению запасов в выемочных единицах, и как следствие к изменению технико-экономических показателей отработки, таких как производительность и себестоимость, и к необходимости принятия соответствующих организационно-производственных решений.

Для выявления зависимости между разницей запасов подсчитанных по оптимистической и пессимистической моделям, далее сокращенно тау-критерием, и дельта-критерием разведанности был проведен анализ горно-геологической информации по трем пластам: 76 участка Ерунаковский IV, Коксовому и Безымянному участка Колмогоровский Глубокий, в следующем порядке (рисунок 1):

1.По методике [1], выполнен расчет дельта-критерия разведанности, с определением трех значений мощностей в точке пересечения диагоналей четырехугольника ячейки сети скважин, включая расчет среднего значения: $m_{пес}$, $m_{опт}$ и $m_{ср}$.

2.В каждой четырехугольной ячейки сети выполнен расчет запасов по пессимистическому($Z_{пес}$) и оптимистическому (Zопт) варианту модели, при этом условно поделив его на четыре треугольника. Точка пересечения диагоналей четырехугольной ячейки сети и является одной из вершин треугольника. Значение мощности в этой точке принимается для пессимистического варианта($m_{пес}$), одно из двух ожидаемых значений признака в точке пересечения диагоналей, которое наиболее увеличивает погрешность. Для оптимистического варианта мощность пласта, в этой точке ($m_{опт}$), равно одному из двух ожидаемых значений в точке пересечения диагоналей, которое оказывает наименьшее влияние на величину погрешности.

3.Относительная разница значения запасов подсчитанных по двум вариантам моделей, и дает тау-критерий (τ).

$\sigma_{отн}$= 15,9 %

$Z=\sum_{i=1}^{4} S_i m_i \gamma$, где

$\tau = |Z_{пес}-Z_{опт}|/Z_{пес}=5\%$

$\tau$ = 5%

Рисунок1 - Схема к расчету тау-критерия τ

Анализ полученных данных показал, что между тау-критерием и дельта-критерием разведанности, существует довольно тесная взаимосвязь, представленная на рисунке 2.

Рисунок 2 - График зависимости между тау-критерием (τ ) и дельта-критерием разведанности

Установленная зависимость может быть использована для оценки необходимости построения многоуровневых горно-геометрических моделей. Необходимость построения многоуровневых моделей возникает при превышении значения тау-критерия 10%, и соответствует точности принимаемых технико-экономических показателей.

В качестве примера использования данной зависимости для принятия решения о необходимости построения многоуровневых горно-геометрических моделей рассмотрен для условий отработки части запасов пласта 76 участка Ерунаковский IV (рисунок 3). На рисунке приведены четырехугольные ячейки сети замеров скважин (обозначены цифрами 2,3,4), по которым рассчитаны дельта-критерии разведанности и одна из возможных схем подготовки пласта, в данном случае пределах одного выемочного столба (таблица 1).

Рисунок 3 - Расположение разведочных скважин и вариант подготовки пласта (фрагмент)

Для каждого значения дельта критерия устанавливается тау-критерий (τ) по графику рисунке 2. Значение тау-критерия для выемочного столба определяется путем сложения средневзвешенных значений этого показателя по каждому четырехугольнику ячейки сети замеров, и для рассматриваемого случая составляет 6,7% (таблица 1).

Таблица 1- Дельта-критерии разведанности

| № четырех угольника (i) | Дельта-критерий разведанности, % | Значение $\tau_i$, % | Площадь i в границах лавы ($S_i$), м$^2$ | Средневзвешенное $\tau_i = \frac{S_i \tau_i}{\sum S_i}$,% |
|---|---|---|---|---|
| 2 | 35,7 | 12,1 | 199 | 4,98 |
| 3 | 21,9 | 7 | 121 | 1,74 |
| 4 | 0,1 | 0 | 164 | 0 |
| Сумма | | | 484 | 6,72 |

Ошибка в 6,7 % показывает, что в построении многоуровневых моделей для рассмотренного случая нет необходимости. Аналогичный результат получен при построении горно-геометрических моделей для рассматриваемого варианта, расхождение в запасах выемочного столба подсчитанных по оптимистической и пессимистической моделям составило около 8%.

Следует еще раз отметить неоднозначность изученности горно-геологической информации по площади. Так для рассматриваемого случая рисунке3, значение тау-критерия меняется от 0 до 12% по длине выемочного столба, что необходимо учесть при принятии горно-технологических и организационно-производственных решений.

Таким образом, предлагаемый подход, позволит более полно оценить степень влияния неоднозначности изученности исходной горно-геологической информации с учетом непостоянности ее по площади, на технико-экономические показатели реализации проекта, и принять превентивные горно-технологический и организационно- производственные решения для снижения уровня горного риска.

Список литературы

1. Шаклеин С. В. Методические рекомендации по проведению горно-геометрической экспертизы достоверности геологоразведочной информации участков угольных месторождений (количественная оценка степени соответствия геологических моделей месторождения угля их истинному строению) [Электронный ресурс] / С. В. Шаклеин, Т. Б. Рогова. – URL: http://portal.gkz-rf.ru.

2. Шаклеин С.В. Подход к созданию систем многоуровневых горно-геологических моделей угольных месторождений.- С.В. Шаклеин, М.В. Писаренко.- Маркшейдерия и недропользование, № 5, 2010.

УДК 622.272

## ОЦЕНКА ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПОТЕНЦИАЛА УГОЛЬНЫХ РЕСУРСОВ ЛИЦЕНЗИОННЫХ УЧАСТКОВ

***Писаренко М.В.***
***Институт угля СО РАН***
***г. Кемерово***

Общие ресурсы углей Кузнецкого бассейна до глубины 600 м оцениваются в 218,5 млрд т, до глубины 300 м (горизонт ±0 м) – 100,4 млрд т [1]. Балансовые запасы угля, подсчитанные до глубины 600 м от поверхности (горизонт -300 м) по сумме категорий $A+B+C_1$- 51,2 млрд т, из которых примерно 30% (11,7 млрд т) находятся на полях действующих и строящихся предприятий, и половина из которых(6,4 млрд т ) приходится на промышленные запасы [2].

Горно-геологические условия залегания угольных пластов бассейна характеризуются очень широким спектром, фактически вбирающих в себя весь возможный диапазон их изменения, мощность пластов от 0.5 до 60 м, углы падения от $0\text{-}90^0$, дизъюнктивная нарушенность от 0 до 300 м/га, глубины залегания пластов от первых метров до 2 км. Характерной особенностью угольных месторождений является высокая природная газоностность, и склонность угольных пластов к горным ударам и самовозгораниям. Большая часть угольных пластов уже с глубины 150 м относится к угрожаемым по горным ударам. арочный состав углей бассейна включает все марки углей коксующихся и энергетических марок. Угли бассейна являются ценным металлургическим и энергетическим сырьем (средняя калорийность от 6-8 тыс ккал/кг, содержание серы до 0.6%) [3]

В Кузбассе разработку месторождений ведут открытым и подземным способами, на которые приходится около 56 % и 44% добычи по Кузбассу (рисунок 1), соответственно. При этом, несмотря на все многообразие горно-геологических условий, отработка запасов ведется с применением монотехнологий. На разрезах это транспортная система разработки с применение автомобильного транспорта для вывозки угля и вскрышных пород, которая приемлема для всего диапазона горно-геологических условий, однако являющаяся наиболее затратной. На эту систему в Кузбассе приходится 84% добычи угля открытым способом. При этом за последние годы новые технологий на предприятиях не внедрялись, за исключением замены парка экскавационного оборудования (механические экскаваторы заменяются гидравлическими, увеличиваются мощности горнотранспортного оборудования).

Рисунок 1 - Динамика добычи угля в Кузбассе

На шахтах доминирует длинностолбовая систем разработки с оснащением длинного очистного забоя высокопроизводительным механизированным комплексом. На долю этой системы приходится около 86 % всей добычи угля подземным способом. Для эффективной работы таких шахт необходимо поддерживать стабильно высокие нагрузки на очистной забой (более 4 тыс т/сут), что возможно только в благоприятных горно-геологических условиях. В Кузбассе около 64% механизированных лав работают в условиях природной газоносности свыше 10 $м^3$/т. В условиях опасных по горным ударам работают около 82% очистных забоев и в 79% очистных забоях в условиях опасных по самовозгоранию угля [4]. Обеспечение безопасной работы в таких условиях требует применение специальных мероприятий направленных на их предотвращение, что ведет к увеличению и без того растущих эксплуатационных затрат.

Таким образом, широкое использование единственной технологии, которую порой невозможно адаптировать к конкретным горно-геологическим условиям и объясняет, что, несмотря на рекордные показатели производительности по отдельным шахтам, средняя производительность рабочего по добыче ниже технически возможной в 4-6 раз, а затраты на производство, несмотря на рост производительности труда (6,8 % в год), постоянно растут, со средним темпом 18% в год (за период 2000-2008гг) (рисунок 2).

Рисунок 2 - Динамика изменения производительности труда, себестоимости и цены реализации угля на предприятиях Кузбасса (в текущих ценах)

Обеспеченность запасами отдельных предприятий на перспективу 20-30 лет и ввод новых предприятий, создает иллюзию стабильности. Однако анализ данных за последние 20 лет показывает следующее: балансовые запасы по Кузнецкому угольному бассейну на данным 1980 года оценивались 68 млрд т, по состоянию на сегодняшний день уменьшение запасов составило около 15 млрд т, при этом суммарная добыча оценивается в 5 млрд т, т.е на 1 т добываем, а списываем около 3 т балансовых запасов. Объясняется такое снижение за-

пасов прежде всего несовершенством применяемых технологий добычи для конкретных горно-геологических условий, а также тем, что подсчет запасов проводился по кондициям принятым в 1963 г., в которых запасы подсчитывались начиная с мощности 0,7 для коксующихся и 1 м для энергетических углей и зольностью угля до 30%, при этом не учитывались углы падения пластов, выбросо- и удароопасность, нарушенность, метаноносность и другие факторы осложняющие ведение горных работ, что и приводит к списанию части запасов по горно-геологическим причинам.

Отработка запасов верхних горизонтов действующих предприятий и неизбежный переход на нижние горизонты, где горно-геологические и горнотехнологические условия усложняются, предопределяет повышение затрат на добычу и снижение коэффициента извлечения запасов. Поэтому уповать можно только, на вновь водимые предприятия.

За 2006 по 01.04.2011 годы в Кузбассе передано в недропользование 58 участков, с общими ресурсами угля около 7,5 млрд т, при этом около половины этих запасов сосредоточены на участках относящихся ко 2-рой и 3-ей группе сложности горно-геологических условий, согласно классификации ГКЗ. Из общих ресурсов угля переданных в недропользование всего около 1 млрд т предназначены для добычи угля открытым способом (рисунок 3). Ресурсы коксующихся марок углей за обозначенный период составляют около 3,2 млрд т.

Доля ресурсов по участкам переданных в недропользование для строительства новых предприятий составляет около 64 % (4,8 млрд т), остальные предназначены для поддержания мощностей действующих предприятий.Три участка, переданные в недропользование, расположены в районах малоосвоенных угледобывающей промышленностью (Плотниковский и Терсинский геолого-экономические районы).

Рисунок 3 - Ресурсы угля переданные в недропользование по итогам аукционов за 2006- 01.04. 2011 годы

Предварительно оценка и анализ горно-геологических условий показывают, что ресурсы угля по участкам, предназначенным для подземной добычи, сосредоточены на пологих и наклонных пластах, где углы падения меняются от 5 до 20°, на отдельных участках 30-35°. Характерной особенностью этих участков, является то, что в их границах залегает от 2 до 20 пластов угля различной мощности. Основная часть ресурсов по участкам (около 67%) приходится на угольные пласты мощностью от 1,2 до 5,5 м, т.е. потенциально пригодные для отработки механизированными очистными забоями длинностолбовыми и альтернативными технологиями, например гидродобычи, камерно-столбовыми, коротколавными и т.д.

Доля запасов сосредоточенных в пластах мощностью менее 1,2 м составляет около 5%, которые на сегодня наиболее эффективно можно отрабатывать струговой и бурошнековой технологиями.

Оставшаяся часть ресурсов (около 28% ) приходится на пласты мощностью более 5,5 м, которые в настоящее время наиболее эффективно можно отрабатывать по технологиям отра-

ботки пластов в один слой с использованием механизированных комплексов с выпуском угля подкровельной толщи разупрочненной физико-химическим или физическим методами, и послойная отработка пласта с использованием короткозабойных средств механизации. Основным осложняющим факторам ведения горных работ является высокая природная газоносность. Только около 10% ресурсов будет отрабатываться в условиях природной газоносности до 10м$^3$/т, около 49% с природной газоносностью – 11-15 м$^3$/т и 41% свыше 16 м$^3$/т. Таким образом, и на вновь вводимых предприятиях наиболее актуальной является проблема обеспечения безопасных условий ведения горных работ.

Горно-геологические условия переданных в недропользование участков недр предназначенных для отработки открытым способом, характеризуются тем, что в основном предполагается отрабатывать наклонные и крутые пласты (угол более 35°), на эту долю приходится около 61 % запасов. Остальные запасы сосредоточены в пластах с углами падения до 35°. Поэтому перспектива отработки запасов открытым способом наиболее эффективной бестранспортной системой отработки весьма ограничена.

Потенциал ресурсов, пригодных для отработки запасов комбинированным открытоподземным способом, предварительно оценивается 1,5 млрд т по шести участкам, с пологим залеганием угольных пластов. По этим участкам около 5 % ресурсов сосредоточены в пластах мощностью до 2 м, остальная часть в пластах мощностью от 2 до 17 м.

Таким образом, вновь вводимый шахтный и карьерный фонд мало чем отличается от существующего, и при сохранении сложившейся тенденции добычи угля, столкнется с существующими на действующих предприятиях проблемами. Поэтому только внедрение инновационных технологий добычи и расширение области применения и адаптация различных технологий, их комбинирование и интегрирование применительно к конкретным горно-геологических условиям позволят повысить эффективность и безопасность ведения горных работ, а также увеличить количество пригодных для эксплуатации запасов на полях действующих предприятий и вновь вводимых участках.

Список литературы

1.Угольная база России. Том II. Угольные бассейны и месторождения западной Сибири (Кузнецкий, Горловский, Западно-Сибирский, бассейны: Месторождения Алтайского края и Республика Алтай).- М.: ООО «Геоинформоцентр», 2003. -804 с.

2. Баланс запасов углей каменных и бурых Кемеровской области по состоянию на 01.01.2008. –Новокузнецк. 2008, с.-201.

3.Баловнев В.П., Шаклеин С.В., Ярков В.О. Состояние минерально-сырьевой базы угольной промышленности Кузбасса. // Горная промышленность. - 2000. - № 2 .С.-4-8.

4. Храмцов В.И. Особенности подземной добычи угля шахтами Кузбасса в 2008 году// ТЭК и ресурсы Кузбасса.-2009. - № 2. С- 40-43.

УДК: 330.15

## ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИЙ МЕХАНИЗМ ОЦЕНКИ НАПРАВЛЕНИЙ И ВЫБОРА ВАРИАНТОВ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДОВ ГИДРОДОБЫЧИ УГЛЯ

***[1]Баскаков В.П., [2]Ефимов В.И., [3]Багимова Н.А.***
***1 - ОАО ХК «СДС-Уголь»***
***г. Кемерово***
***2 – Московский государственный горный университет***
***г. Москва***

Развитие процессов образования и накопления отходов гидродобычи угля имеет глубокие исторические корни, уходящие в первую половину двадцатого века.

В течение длительного периода времени, начиная с конца 50-х, на шахтах, применяющих технологии гидродобычи, добывалось от 1,2 до 6,5 млн. т угля в год. При этом, в соответствии с технологическими особенностями этого способа до 30 - 50 % объема угледобычи, представляющего собой мелкодисперсную пульпу, направлялось в пруды-отстойники в качестве отходов. После осаждения значительная часть отходов гидродобычи угля (ОГДУ), представляющих собой высокозольные угольные шламы (от 40-50 до 70%), оставалась не востребованной в народном хозяйстве. Накопленные отходы гидродобычи являются источником негативного воздействия на окружающую природную среду (ОПС).

В настоящее время известно несколько десятков технологических решений по использованию этих отходов в качестве высокозольного топлива, сырья для производства водоугольного топлива (ВУТ), а также для производства продукции для строительной индустрии, сельского хозяйства, химической промышленности и т.п. Все это дает основание полагать о наличии огромного потенциала, которым обладают отходы гидродобычи угля.

Кроме того, наличие множества локальных рынков, на которых могут быть реализованы потребительные стоимости, создаваемые на основе отходов гидродобычи угля, делает целесообразным поиск рациональных путей и способов вовлечение их в хозяйственную деятельность угледобывающих предприятий.

Накопленные и накапливаемые отходы гидродобычи угля содержат большое количество экологически вредных компонентов. Процессы выветривания приводят к интенсивному загрязнению атмосферы, гидросферы и земной поверхности в районах их расположения.

Так в Кузбассе в период с 2003 по 2007 гг. из 2857,5 тыс. т образовавшихся в результате гидродобычи отходов, не востребованными в хозяйственной деятельности остались 1644 тыс. т.

В настоящее время только в ООО «Объединение «Прокопьевскуголь» отходы гидродобычи угля занимают около 7 га земной поверхности и оказывают значительное негативное воздействие на ОПС.

В результате исследований установлено, что на эффективность использования отходов гидродобычи угля оказывают влияние производственно-экономические и экологические составляющие, структура и взаимосвязи которых представлены на рисунке 1.

Рисунок 1 - Структурная схема взаимосвязи производственных, экономических и экологических составляющих процесса эффективного использования отходов гидродобычи угля

Для поиска наиболее рациональных путей использования отходов гидродобычи угля разработан методический подход, базирующийся, с одной стороны, на выявлении признаков, позволяющих установить качественные отличия (типы) возможных направлений такой деятельности, а с другой - на установлении состава и значимости факторов, оказывающих влияние на величину эффективности использования дынных ресурсов по каждому направлению.

Исходя из вышеизложенного для оценки вариантов использования отходов гидродобычи угля предложена экономико-математическая модель.

В качестве целевой функции модели принята максимизация отношения суммарной величины годового дохода, полученного от использования всех видов стоимостей из отходов гидродобычи угля, к суммарной величине приведенных во времени производственно-экологических затрат:

$$Эi = \sum_{i=1}^{I}\sum_{t=1}^{T} \frac{Д_{ijt}\, X_{(j,m\neq j)} - Н_{jt} - \Delta Кр_{jt} + \sum_{v=1}^{v} \Delta W^{эк}_{ф,vt} N^{эк}_{v}}{З^{э}_{ijt} + З^{эк}_{ijt} + З^{к}_{ijt} at} \rightarrow \max$$

где $Э_j$ – эффективность j-го варианта использования отходов гидродобычи угля, ед.; $З^{э}_{ijt}$ – величина эксплуатационных затрат в t-ом году по i-му направлению при j-ом варианте использования отходов гидродобычи угля, руб.; $З^{эк}_{ijt}$ – величина экологических затрат в t-ом году по i-му направлению при j-ом варианте использования отходов гидродобычи угля, руб.; $З^{к}_{ijt}$ – величина капитальных затрат по i-му направлению при j-ом варианте использования отходов гидродобычи угля в t-ом году, руб.; i –ом направления использования отходов гидродобычи угля (i=1 при реализации ОГДУ на рынке без переработки; i=2 при переработке ОГДУ для реализации на рынке; i=3 при переработке ОГДУ для собственного потребления); $Д_{ijt}$ – доход от i-го направления использования отходов гидродобычи угля при j-ом варианте развития производственной деятельности в t-ый период времени, руб.; $Н_{jt}$ - величина налоговых отчислений в t-ом году при j-ом варианте использования отходов гидродобычи угля, руб.; $_{\Delta}Кр_{jt}$ - величина платежей по возврату кредитов в t-ом году при j-ом варианте использования отходов гидродобычи угля, руб.; $_{\Delta}W^{эк}_{ф,vt}$ – величина снижения фонового загрязнения v-й составляющей ОПС в шламохранилищах при использовании отходов гидродобычи угля, усл.ед.; $X_{(i,m\neq i)}$ - булева переменная, принимающая значение 1, если i-е направление использования отходов гидродобычи угля совместимо с m-ым направлением, при условии что они не идентичны (m≠i), и значение 0, при их несовместимости.

Реализация модели должна осуществляться при условии выполнения следующих ограничениях:

1. По количеству возможных вариантов развития производственной деятельности.

$$j \in J \text{ , J={1,2, …..,J};}$$

2. Не превышение объема используемых отходов гидродобычи угля (шламов) по отношению к имеющемуся объему в текущий период времени,

$$\sum_{i=1}^{I}\sum_{t=1}^{T} Q_{i,j,t} \leq Q_{н,j,t} + \sum_{t=1}^{T} Q_{о,t} \text{ ,}$$

где $Q_{i,j,t}$ – объем отходов гидродобычи угля (шламов), используемых в текущий период времени, т; $Q_{н,j,t}$ – объем отходов гидродобычи угля (шламов), накопленных на угледобывающем предприятии к t-у году, т; $Q_{о,t}$ – объем отходов гидродобычи угля (шламов), образовавшихся на угледобывающем предприятии в t–м году, т;

3. По достаточности средств на развитие производственной деятельности, предусматривающей использование отходов гидродобычи угля

$$Ф^{уп(соб)}jt + Ф^{уп(кр)}jt \geq \sum_{t=1}^{T}\sum_{i=1}^{I} З^{к}_{ijt}\, at + З^{э}_{ijt} + З^{эк}_{ijt} \text{ ,}$$

где $Ф^{уп(соб)}_{jt}$ – количество собственных средств угледобывающего предприятия используемых при j-м варианте использования отходов гидродобычи угля в t–е периоды вре-

мени, руб. в год; $Ф^{уп(кр)}_{jt}$ – количество привлекаемых кредитов банков при j-м варианте использования отходов гидродобычи угля в t–е периоды времени, руб. в год;

4. По экономической целесообразности работы угледобывающего предприятия при использовании отходов гидродобычи угля

$$\sum_{i=1}^{I}\sum_{t=1}^{T} Д_{ijt}\, X_{(j,m\neq j)} - Н_{jt} - \Delta Кр_{jt} \geq 0;$$

5. По своевременному возврату кредита банку

$$Крt \geq \sum_{t=1}^{T} \Delta Кр_{jt},$$

где $Кр_T$ – стоимость кредита банка со сроком погашения в Т-м году, руб.

7. По выполнению экологических нормативов при использовании отходов

$$\frac{W_{v,(t-1)} + \sum_{t=1}^{T} (\Delta W_{vjt} - \Delta W^{эк}_{ф,vt})}{ПДН_v} \leq 1$$

где $W_{v,(t-1)}$ - величина загрязнения v–ой составляющей окружающей природной среды в (t-1)–ый период времени (до начала использования отходов гидродобычи угля), условных единиц; $_{\Delta}W_{vjt}$ – величина снижения (прироста) загрязнения v–ой составляющей окружающей природной среды при j-м варианте использования отходов в t–ый период времени, ус. ед.; $ПДН_v$ - предельно допустимый для угледобывающего предприятия норматив загрязнения v–й составляющей окружающей природной среды, ус. ед.; v – составляющие окружающей природной среды.

Для получения возможности своевременного и рационального принятия решений на угледобывающих предприятиях, по вовлечению имеющихся у них отходов в различные сферы производственно-хозяйственной деятельности разработан механизм эколого-экономической оценки направлений и выбора вариантов использования отходов гидродобычи угля (рисунок 2).

Его реализация предполагает выполнение следующих действий:

1. Проведение анализа состояния производственно-хозяйственной деятельности угледобывающего предприятия и ее влияния на окружающую природную среду; состояния потребительских и инвестиционных рынков; результатов новых научно-технических достижений в использовании отходов гидродобычи угля.

2. Сопоставление прежних и имеющихся условий для использования отходов гидродобычи угля.

3. Формирование и выбор возможных направлений использования отходов гидродобычи угля в текущий период времени.

4. Проверки сочетаемости всех возможных направлений использования отходов гидродобычи угля.

5. Формирование вариантов использования отходов гидродобычи угля.

6. Оценка эффективности вариантов использования отходов гидродобычи угля с использованием экономико-математической модели.

7. Проверка возможности (допустимости) реализации сформированных вариантов использования отходов гидродобычи угля.

8. Проверка полноты рассмотрения всех сформированных вариантов использования отходов гидродобычи угля.

9. Выбор наиболее эффективного для угольной компании варианта использования отходов гидродобычи угля.

10. Реализация выбранного варианта использования отходов гидродобычи угля.

Таким образом регулирование процессом вовлечения отходов гидродобычи угля в хозяйственную деятельность предложено осуществлять на основе разработанного эколого-экономического механизма оценки и выбора предпочтительных направлений создания различных потребительных стоимостей для внутреннего и внешнего потребления.

Рисунок 2 - Эколого-экономический механизм оценки направлений и выбора вариантов использования отходов гидродобычи угля.

УДК 338.262

## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА РАЗРАБОТКИ СТРАТЕГИЧЕСКОГО ПЛАНА НА УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ КУЗБАССА

***Щипачев М.С., Трушина Г.С.***
***Кузбасский государственный технический университет***
***г. Кемерово***

Эффективность деятельности и конкурентоспособность угледобывающих предприятий, работающих в условиях рыночных отношений, во многом зависят от методических и

методологических подходов к разработке стратегических планов, анализу внешней и внутренней среды, выбору стратегии предприятия и наиболее эффективного варианта стратегического плана.

При разработке стратегических планов предприятиям необходимо учитывать следующие основные принципы: достижения поставленных целей; удовлетворения углем потребностей мирового и внутреннего угольного рынков; системности и комплексности; оптимальности; адресности; сбалансированности; обеспечения эффективности и конкурентоспособности; соблюдения природоохранных мероприятий; создания условий привлекательности и безопасности рабочих мест. При выборе оптимального варианта стратегического плана, на основе которого будут приниматься наиболее эффективные управленческие решения, должны учитываться факторы риска, влияние внешних и внутренних факторов, жизненный цикл предприятия.

Вопросам разработки стратегических планов посвящены работы многих исследователей. Однако, в научной литературе наблюдаются различные точки зрения и отсутствует единое мнение относительно методологических подходов к экономической оценке разрабатываемых стратегических планов. Для более полного учета влияния внешней и внутренней среды на деятельность угледобывающих предприятий процесс стратегического планирования должен включать виды работ, отраженные на рисунке 1. В отличие от предлагаемых в научной литературе этапов разработки стратегических планов, считаем необходимым при планировании осуществлять не только традиционные методы анализа хозяйственно - финансовой деятельности предприятия и анализа влияния внешней среды, но и для разработки организационно-технических мероприятий по повышению привлекательности рабочих мест, анализировать рынок труда в угледобывающих регионах. Необходимость данного анализа объясняется проблемой формирования квалифицированными кадрами штата предприятий.

Рисунок 1 - Этапы разработки стратегического плана

Развитие угольной промышленности Кузбасса сдерживается также неблагоприятной экологической обстановкой в Кемеровской области. С целью соблюдения нормативов и разработки мероприятий по природоохранной деятельности считаем целесообразным внедрение на угольных предприятиях интегрированной системы менеджмента и предлагаем включить в процесс разработки стратегических планов этап “Анализ показателей результативности интегрированной системы менеджмента “.

Для оценки разрабатываемых планов на действующих предприятиях применяется система технико-экономических показателей, позволяющая определить эффективность организационно-технических мероприятий относительно базового периода по отдельным направлениям: использованию трудовых и материальных ресурсов, основных фондов и оборотных средств, капиталообразующих инвестиций, финансовых результатов и финансового состояния предприятия. Однако, относительно обобщающего критерия экономической оценки стратегического плана угледобывающих предприятий в научной литературе нет единого мнения. Считаем, что наиболее точным и простым является метод, изложенный авторами в [1], позволяющий учитывать в комплексе сравнительную характеристику параметров предприятия с предприятиями-конкурентами и осуществлять оценку стратегического плана по интегральному показателю конкурентоспособности потенциала предприятия при различных вариантах стратегии его развития.

В предлагаемой методике [1], при определении уровня конкурентоспособности потенциала угледобывающего потенциала предприятия предлагается использовать интегральный показатель конкурентоспособности потенциала угледобывающего потенциала, учитывающий показатель конкурентоспособности производственного потенциала; показатель конкурентоспособности угля; групповой индикатор конкурентоспособности финансового состояния предприятия; групповой индикатор конкурентоспособности социального развития относительно предприятий-конкурентов. Однако, среди параметров не учитывается важный для настоящего периода параметр по природоохранной деятельности предприятий, учет которого является одним их основных условий для жизнедеятельности шахт и разрезов угледобывающих регионов. Поэтому считаем необходимым добавить в методику дополнительный индекс конкурентоспособности по природоохранной деятельности, который включает в себя единичный показатель конкурентоспособности угледобывающего предприятия по соблюдению нормативов загрязнения воздуха; единичный показатель конкурентоспособности угледобывающего предприятия по соблюдению нормативов восстановления нарушенных земель; единичный показатель конкурентоспособности угледобывающего предприятия по соблюдению нормативов загрязнения водоемов.

Степень благоприятности разработки промышленных запасов и сроков их отработки учитывается на первоначальном предварительном этапе разработки общей стратегии предприятия. Для уменьшения текучести кадров и создания имиджа привлекательности рабочих мест предприятий на рынке труда целесообразно при разработке стратегических планов предприятий и Положения по оплате труда учитывать рейтинг предприятия среди предприятий – конкурентов по интегральному показателю возможности привлечения квалифицированных кадров на рынке труда, учитывающему комплекс факторов привлекательности рабочих мест и напряженность на рынке труда геграфического сегмента концентрации угледобывающих предприятий в городах области. Для отбора факторов привлекательности рабочих мест были учтены результаты анкетирования рабочих и наличие официальной статистической отчетности. Необходимость учета напряженности на рынке труда объясняется тем, что в Кузбассе из–за недостатка квалифицированных кадров по месту нахождения предприятий наблюдается повсеместно доставка работников из разных городов Кузбасса.

Интегральный показатель формирования штата квалифицированными кадрами (J к.) предлагаем учитывать по формуле

$$J_{к.} = (J_{п.р.м.}) * (J_{н.р.} * q_6), \quad (1)$$

где Jн.р. – индекс напряженности на рынке труда по городам географического сегмента концентрации угледобывающих предприятий.

Интегральный показатель конкурентоспособности угледобывающего предприятия по привлекательности рабочих мест - Jп.р.м.:

$$J_{п.р.м.} = J_{з.п.}*q1 + J_{з.п.отр.}*q2 + J_{т.с.}*q3 + J_{м.п.}*q4 + J_{в.о.}*q5, \quad (2)$$

где Jз.п. – единичный показатель конкурентоспособности угледобывающего предприятия по среднемесячной заработной плате работника на предприятиях угольной промышленности; Jз.п.отр. - единичный показатель конкурентоспособности угледобывающего предприятия в сравнении с уровнем средней заработной платы одного работника в других отраслях промышленности соответствующего географического сегмента рынка труда (город, поселок); Jт.с. - единичный показатель конкурентоспособности предприятий по наличию коллективных договоров (трудовых соглашений), предусматривающих социальные гарантии работникам предприятий; Jм.п. - единичный показатель конкурентоспособности предприятий по уровню механизации основных и вспомогательных процессов; Jв.о. - единичный показатель конкурентоспособности по наличию учебных пунктов и возможностью дальнейшего обучения работников.

Единичный показатель конкурентоспособности и напряженности на географическом сегменте рынка труда определяется по формуле

$$J_i = \frac{K_i}{K_{ij}}, \quad (3)$$

где $K_i$ –абсолютная величина i-го единичного показателя исследуемого предприятия; $K_{ij}$ – величина лучшего единичного показателя, принятого за эталон. Если за эталон принимается не максимальное, а минимальное значение, то $J_i$ рассматривается как обратная величина. Значимость единичных показателей (q) определена экспертным методом путем опроса ведущих специалистов предприятий отрасли. Более конкурентоспособным предприятием по формированию штата работников квалифицированными кадрами является то, у которого значение интегрального показателя (Jт.р.) будет выше, чем у других предприятий.

Угледобывающим предприятиям Кузбасса при разработке стратегии роста, предусматривающей увеличение добычи угля, необходимо наряду с организационно-техническими мероприятиями по совершенствованию технологии, механизации, организации производства и труда включать в стратегические планы мероприятия, способствующие соблюдению нормативов природоохранной деятельности. Для сохранения устойчивого положения и конкурентоспособности на мировых угольных рынках следует учитывать также то, что преимуществом при заключении договоров на поставку угля пользуются предприятия, внедрившие интегрированную систему менеджмента.

На примере угольного предприятия ООО «Участок «Коксовый» (Управляющая компания «Промышленно - металлургический холдинг»), добывающего уголь открытым способом, разработан методический подход использования интегрированной системы менеджмента (ИСМ) при разработке стратегических планов угледобывающего предприятия применительно к деятельности «Открытая добыча угля, рекультивация нарушенных земель».

Для оценки эффективности деятельности и функционирования ИСМ на угольных разрезах предложены следующие процессы: «Обеспечение перевозок грузов и пассажиров», «Управление договорами», «Управление закупками», «Планирование и анализ финансово-экономической деятельности предприятия», «Управление энерго-механическим оборудованием», «Управление персоналом», «Организация охраны труда», «Управление документами», «Управление записями», «Внутренний аудит», «Корректирующие действия», «Предупреждающие действия», «Анализ ИСМ со стороны руководства», «Управление экологическими аспектами», «Управление несоответствующей продукцией», «Добыча угля», «Рекультивация нарушенных земель», «Капитальное строительство, реконструкция и техническое перевооружение», «Разработка плана развития рекультивационных работ с попутной добычей угля». Разработаны критерии, система показателей и карты процессов.

По каждому процессу разработаны показатели, оценивающие эффективность ИСМ, и рассчитывается относительное отклонение фактических показателей от плана. По процессу определяется общий показатель эффективности по формуле

$$Ji = \sum ai * qi, \quad (4)$$

где Ji – общий показатель эффективности; ai – единичный относительный i-ый показатель; qi – значимость показателя (определена на основе экспертной оценки); n- количество показателей.

Анализ результативности ИСМ позволяет оперативно выявлять по процессам причины отклонений фактических показателей от их плановых значений и своевременно включать эффективные организационно-технические мероприятия в стратегию развития и стратегические планы предприятия, направленные на повышение конкурентоспособности угледобывающего предприятия на угольном рынке.

Список литературы

1. Трушина Г.С. Экономическая оценка потенциала угледобывающего предприятия/ Г.С. Трушина, Я.В. Присташ // Кемерово – 2002.
2. Щипачев М.С. Внедрение интегрированной системы менеджмента – один из основных путей обеспечения жизнедеятельности угледобывающих предприятий Кузбасса/ М.С. Щипачев// Уголь.- 2010. - N9 - С. 21–22.
3. Трушина Г.С. Влияние рынка труда на формирование трудовых ресурсов угольной промышленности Кузбасса/Г.С.Трушина, М.С. Щипачев//Уголь.- 2010. - N10 - С. 25-27.

УДК 622.33

## УЧЕТ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ РАЗВИТИЯ РЫНОЧНОЙ ЭКОНОМИКИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СТРАТЕГИИ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ РОССИИ

***Трушина Г.С., Зуев К.Н.***
***Кузбасский государственный технический университет***
***г. Кемерово***

На 01.01.2011 в угольной промышленности России действовало 228 угольных предприятий, в том шахт - 91, разрезов – 137, обогатительных фабрик - 68. Годовая производственная мощность составляла более 370 млн т. В России находятся 22 угольных бассейна и 129 угольных месторождений, третья часть мировых запасов угля и пятая часть разведанных – 193,3 млрд т, в том числе 101,2 млрд т бурого угля, 85,3 млрд т каменного (39,8 млрд т коксующегося) и 6,8 млрд т антрацитов. Промышленные запасы действующих предприятий составляют 19 млрд т угля, в том числе коксующегося - около 4 млрд т. Прогнозные ресурсы составляют 3816,7 млрд т. При существующих объемах добычи запасов угля может хватить более чем на 550 лет [5].

Из данных, отраженных на рисунке 1, видно, что в динамике наблюдается тенденция роста добычи угля. В 2010 г. добыча угля составила 323 млн т или 125,2% от уровня 2000 г.

Угольная промышленность России является экспортно–зависимой. Основной прирост добычи в последние годы связан с увеличением спроса на уголь на мировом рынке. На экспорт отправляется третья часть добываемого угля, в том числе энергетического - 88.2% (2010 г.) В 2009 г. добыча снизилась на 26.3 млн т к уровню 2008 г. из-за снижения спроса на уголь в период глобального экономического кризиса, в большей части, в сегменте “коксование” на мировом и внутреннем рынках. Поставки угля на экспорт увеличились в 2010 г до 105,6 млн т угля или на 279,4% от уровня 2000 г. ( 37,8 млн т ) при сокращении внутреннего потребления с 207,5 млн т в 2000 г. до 190,6 млн т в 2010г. или на 8,2%. Снижение спроса на уголь на внутреннем рынке объясняется увеличением потребления в сфере тепло- и электроэнергетики альтернативного энергетического источника - газа, обладающего лучшими экологически-

ми и качественными показателями, цена которого на российском рынке значительно ниже цен мирового рынка.

Рисунок 1 - Динамика добычи угля с 1999 по 2010 гг., млн. т

Общие запасы нефти и газа в перспективе не могут полностью обеспечить мировых потребностей. При нынешнем уровне потребления в мире разведанных запасов газа хватит примерно на 60 лет, нефти – 40 лет, угля - 270 лет. При возможном открытии и освоении новых месторождений запасов угля может хватить более чем на 270 лет. В связи с этим энергетический рынок в настоящее время ориентируется на потребление угля. На долю угля в производстве электроэнергии в ЕС приходится 33,3 % от всей производимой электроэнергии, в США - до 50 %, ЮАР – до 90 %, Австралии – более 70 %, Казахстане – 70 %, Китае – до 80 %, в мире – до 40 %. Индонезия дополнительно к 2021 г. планирует строительство восьми, работающих на угле, электростанций мощностью 3670 МВт. На долю Китая приходилось 80 % прироста мирового потребления угля. По данным Всемирного института угля (The World Coal Institute) в последующие 25 лет уголь будет являться основным энергетическим сырьем с увеличением спроса на него до 50%. Соответственно возрастет экспорт угля, в том числе и российского.

Долгосрочный прогноз развития энергетики США предусматривает к 2030 г. увеличение доли производимой электроэнергии из угля до 57-60% (International Energy Outlook 2006 – США). Основными потребителями угля в Азии и мире по-прежнему останутся Китай и Индия [2]. До 2020 на долю Китая и Индии будет приходиться 33% прироста мирового энергопотребления и 90% увеличения использования угля в мире. В Канаде увеличение потребления угля связано с выводом в 2010 году значительной части мощностей АЭС, которые будут заменять угольными ТЭС. В Японии намечено ввести до 2020 г. не менее 10Гвт мощностей угольных станций нового поколения. Ожидается также заметный прирост потребления угля в Бразилии и Южной Корее.

Перспективы развития угольной промышленности России изучаются, как российскими, так и зарубежными учеными. В таблице 1 отображены различные сценарии стратегии развития угольной промышленности до 2030 года.

Анализ вариантов стратегий, приведенных в таблице 1, показывает, что американские эксперты International Energy Outlook 2006 (Международный прогноз энергетики 2006) – США значительно занизили потенциал России по добыче угля (на 2015 год по программе США объем добычи должен составить 324 млн т, уровень которого достигнут РФ в 2010 году). Анализ поэтапной добычи показывает, что при разработке ЭС-30 РФ, ЭС – 2030 (ИЭС) и Международного прогноза энергетики 2006 (США) не в полной мере была учтена периодическая цикличность развития экономики в рыночных условиях. В частности, не про-

слеживается возможный поэтапный спад спроса на уголь, вызванный особенностями и закономерностью развития рыночной экономики. Считаем необходимым наряду с разрабатываемыми вариантами пессимистического и оптимистического развития угольной промышленности разрабатывать вариант развития угольной промышленности, учитывающий возможное влияние колебаний волн развития рыночной экономики, сопровождающееся регулярным повторением спадов и подъемов производства.

Таблица 1 - Прогноз добычи угля в РФ до 2030 года, млн т

| Стратегия | 2010г. | 2015г. | 2020г. | 2030г. |
|---|---|---|---|---|
| ЭС-30 РФ | 323 (факт.) | 314 - 350 | 365 –410 | 425 – 470 |
| ЭС-2030 Института энергетической стратегии (РФ) | 330 (прогноз) | 380 | 430 | 520 |
| Авторская | 321(прогноз) | 350 | 361 | 407 |
| International Energy Outlook-2006 (Международный прогноз энергетики - 2006) | - | 324 | 354 | 367 |

Одним из ключевых признаков рыночной экономики является ее цикличность, выражающаяся в более или менее регулярном повторении спадов и подъемов производства. Циклическое развитие экономики это составная часть экономического роста. Для рыночной экономики характерны, как малые (до 10 лет), так и большие циклы с долговременными тенденциями (волнами) протяженностью 50-60 лет (волны Кондратьева) [3], включающими в себя понижательную и повышательную фазы. Суть теории длинных волн состоит в том, что развитие капиталистической экономики характеризуется последовательным чередованием периодов замедленного и ускоренного роста, каждый из которых длится 20-30 лет. Основные элементы, которые воспроизводят долговременные периодические колебания в экономике – оборот основного капитала с длительным сроком службы, накопление свободного денежного капитала, научно-технический прогресс.

По теории длинных волн Кондратьева выделяются следующие волны цикличности экономики:

волна 1825 − 1873 гг. — период свободной конкуренции;

волна 1873 − 1929 гг. − период формирования и расцвета многоотраслевых монополистических структур;

волна 1929 − 1975 гг. – период, при котором реакцией на падение эффективности одноотраслевой монополистической структуры становится рост государственного вмешательства в экономику, создающий благоприятные условия для изменения функциональной структуры капитала, перехода к многоотраслевой структуре предприятий [3].

В связи с динамикой цикличности развития экономики считаем. что для периода с 1975 г. по 2025 г. характерна волна “Информационный период” - укрепление экономического потенциала развитых стран на основе глубоких структурных сдвигов, рационализации производства на базе внедрения новой техники и технологии (компьютеризация и нанотехнологии), усиление его конкурентоспособности.

Каждая нижняя точка новой волный характеризуется новым финансово-экономическим кризисом. Затем подъем экономического развития продолжается до верхнего пика - 25-30 лет, который можно подразделить по теории Жюгляра на малые циклы по 7-11 лет. Выделяют следующие малые циклы: волна 1963-1974 гг.; волна 1974 – 1982 гг.; волна 1982 – 1991 гг.; волна 1991 – 1998 гг.; волна 1998 – 2008 гг. В соответствии с теорией о малых циклах можно прогнозировать следующие волны: волна 2008 – 2019гг.; волна 2019–2030гг.

На примере развития угольной промышленности мира за период 1945 – 2010 гг. мы осуществили апробацию теории о колебаниях рынка, которая показала совпадение динамики добычи угля с колебаниями волн развития рыночной экономики по теории Кондратьева. В соответствии с выявленными тенденциями развития угольной промышленности с учетом теории Кондратьева о колебании волн развития рыночной экономики мы разработали поэтапный прогноз добычи угля в России до 2030 года (авторский), который отражен для сравнения с другими разработанными стратегиями в таблице 1 и на рисунке 2.

Рисунок 2 - Сценарии развития угольной промышленности России

Из таблицы 1 и рисунка 2 видно, что по стратегиям International Energy Outlook – 2006, ЭС-30 РФ, ЭС – 2030 (ИЭС) во втором этапе к 2020 г. предусматривается в перспективе неуклонный рост добычи угля. По нашим расчетам с учетом колебания рыночных волн объем добычи угля будет увеличиваться и почти совпадать с уровнем ЭС-30 до 2020 года. Затем произойдет спад, соответствующий тенденциям уменьшения добычи в относительных единицах в периоды экономических кризисов. Объем добычи угля в 2030 году может составить 470 млн.т. ( на 103 млн т больше, чем по стратегии International Energy Outlook 2006, но на 63 млн т меньше перспективного уровня добычи оптимистического варианта ЭС-30 РФ и на 113 млн т меньше ЭС 2030 ИЭС ).

Список литературы

1. http://minenergo.gov.ru/activity/energostrategy/full.php?sphrase_id=85073
2. http://www.worldenergyoutlook.org/2006.asp
3. Кондратьев Н.Д. Большие циклы конъюктуры и теория предвидения. Избранные труды [текст] / Ред. кол. Л.И. Абалкин и др. – М.: Экономика, 2002.
4. Трушина Г. С. Базовый элемент энергетики [текст] / Г. С. Трушина// Уголь Кузбасса.-2008.-№10.-С. 27.
5. Таразанов И. Итоги работы угольной промышленности России за 2010 год // Уголь-2010-№3.

УДК 622:311. 52.01.75

# ПРОБЛЕМЫ ОРГАНИЗАЦИИ ЗАРАБОТНОЙ ПЛАТЫ НА УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ КУЗБАССА

***Якушкина В.А.***
***Кузбасский государственный технический университет***
***г. Кемерово***

В условиях рыночных отношений совершенствование организации заработной платы должно обеспечивать усиление роли заработной платы как средства повышения эффективности угледобывающего производства. В научной литературе в последние годы данной проблеме уделяется недостаточное внимание.

В Кемеровской области за период 2005-2010 гг. добыча угля увеличилась на 12,8%. Рост добычи обеспечен за счет интенсивного развития. Так, за период 2005-2010 гг. производительность труда рабочего по добыче увеличилась на 44% при сокращении численности рабочих на 14165 чел. (рисунок 1).

Рисунок 1 - Динамика основных показателей за период 2005-2010г.г.

При указанных значениях объемов добычи, производительности и численности работников по добыче угля среднемесячная заработная плата в угольной промышленности Кузбасса в ноябре 2010 года составила 27878 рублей, а именно: среднемесячная оплата труда непосредственно шахтеров составила 25,3 тыс. рублей (у тех, кто работает на шахтах , - 26,7 тыс. рублей, на разрезах - 25,5 тыс. рублей) [3]. Данное значение заработной платы превысило значение заработной платы 2009 года на 17%, при этом, что касается средней заработной платы по области в целом, то заработная плата работников, занятых добычей полезных ископаемых, превысил это значение на 56% (таблица 1).

От эффективной организации заработной платы персонала зависят конечные результаты деятельности предприятий, так как заработная плата является наиболее действенным средством мотивации работников для достижения целей организаций.

Оплата труда на российских шахтах на основном производстве в преимущественно сдельная и зависит от выработки. В частности, на шахте "Ульяновская", где 19 марта 2007 года, произошла крупная авария, в зарплате шахтеров тарифная составляющая не превышала 30%, а 70% заработка зависели от выработки шахтеров. Такая система оплаты труда подталкивала работников идти на нарушения техники безопасности [4].

При выборе форм и системы оплаты труда работодатели обязаны учитывать требования, обуславливающие их рациональное использование. В частности при выборе сдельной формы оплаты труда на угледобывающем предприятии должны соблюдаться такие условия,

как: отсутствие прямой зависимости между интенсивностью и опасностью проведения работ, наличие показателей, позволяющих контролировать выполнение производственных заданий, создание благоприятных условий для нормирования труда, наличие возможности перевыполнения норм выработки. На шахтах, опасных по выбросам угля и газа, организация оплаты труда должна основываться не на росте объемов производства, а на основе улучшения качественных показателей, а именно: выполнение норм выработки, обеспечение ритмичности и бесперебойной работы техники, строгое соблюдение правил технической безопасности и охраны труда, улучшение качества продукции и выполняемых работ.

Таблица 1 – Среднемесячная начисленная заработная плата работников организаций Кемеровской области

| | Январь-ноябрь 2010г. | | Ноябрь 2010г. | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | рублей | в % к 2009г. | рублей | в % к | | |
| | | | | ноябрю 2010г. | декабрю 2009г. | средней по области |
| **Всего** | **17988** | **112** | **22838** | **122** | **115** | **100** |
| в том числе по видам деятельности: | | | | | | |
| сельское хозяйство, охота и лесное хозяйство | 12456 | 109 | 10936 | 105 | 119 | 48 |
| добыча полезных ископаемых | 27312 | 117 | 36432 | 124 | 119 | 160 |
| добыча топливно-энергетических полезных ископаемых | 27878 | 117 | 37540 | 126 | 119 | 164 |
| добыча полезных ископаемых, кроме топливно-энергетических | 20594 | 115 | 22907 | 105 | 118 | 100,3 |
| обрабатывающие производства | 17704 | 117 | 21379 | 115 | 123 | 94 |
| производство и распределение электроэнергии, газа и воды | 18733 | 110 | 23579 | 124 | 112 | 103 |
| строительство | 15639 | 112 | 18082 | 105 | 117 | 79 |
| оптовая и розничная торговля; ремонт автотранспортных средств, мотоциклов, бытовых изделий и предметов личного пользования | 13425 | 114 | 17181 | 126 | 121 | 75 |
| транспорт и связь | 20295 | 113 | 23612 | 113 | 117 | 103 |
| финансовая деятельность | 32328 | 115 | 53049 | 171 | 110 | в 2,3р. |
| образование | 13033 | 103 | 15903 | 120 | 105 | 70 |
| здравоохранение и предоставление социальных услуг | 12776 | 103 | 14893 | 116 | 103 | 65 |
| предоставление прочих коммунальных, социальных и персональных услуг | 11753 | 110 | 13628 | 111 | 115 | 60 |

На угледобывающих предприятиях Кузбасса наблюдаются различные формы и системы оплаты труда. Так, на шахте «Первомайская» с 2006 года система мотивации труда работников проходческих и добычных участков была пересмотрена и уровень заработной платы работников компании стал зависеть не от объёма работ по добыче угля и проведению горных выработок, а от выполнения комплекса мероприятий по приведению забоя в неудароопасное состояние (бурение дегазационных скважин). В трудовых договорах с бригадами

определяются объём работ по безопасности и уровень оплаты труда. Учитываются такие параметры как количество скважин, их глубина, ширина, качество выполнения работ. Все эти показатели отслеживаются компьютером. В итоге зарплата у шахтеров ниже не стала, а аварий на шахте нет. На предприятиях ХК «СДС-Уголь» социально-трудовые отношения строятся на основе социального партнерства. На всех предприятиях компании заключены коллективные договоры. Одна из важнейших составляющих этого документа – обеспечение достойного уровня оплаты труда, стабильных и комфортных условий труда. Формирование заработной платы тесно связано с внедрением программы стандартизации производственных процессов. Использование стандартов в работе компании не предусматривает премий. Таким образом, исключается стремление шахтёров увеличить объём выработки любой ценой. Стандарты разрабатываются при непосредственном участии рабочих. Так, в 2009 году средняя заработная плата работников предприятий ХК «СДС-Уголь» составляла 24,9 тыс. руб. В 2010 году этот показатель увеличился до 26,9 тыс. руб. [7].

Организация труда с использованием стандартов, по мнению специалистов угольных предприятий, позволяет соблюсти баланс интересов каждого сотрудника предприятия – от рабочего до руководства. Появляется прозрачность в системе оплаты труда, расходования материальных и трудовых ресурсов, а в конечном итоге – повышается эффективность и безопасность производства.

Важной составляющей является также повышение престижности труда инженерного работника. Исследования показали, что для повышения престижности инженерного труда, авторитета рабочих специальностей (горных мастеров, технологов и т.д.), усиления мотивации и стимулирования их труда необходимо: повышение уровня должностных окладов специалистов, установление дифференцированной заработной платы в зависимости от сложности и качества выполняемой работы, совершенствование схем должностных окладов и классификации предприятий, структурных подразделений в зависимости от сложности управления производством.

На сегодняшний день государство, делегировав полномочия по организации заработной платы на уровень хозяйствующих субъектов, практически самоустранилось от их решения. Однако нельзя не отметить, что одной из значимых мер в сфере организации заработной платы в горной промышленности, принятых правительством стало создание соглашения по внесению дополнений в Федеральное отраслевое соглашение (ФОС), которое предусматривает увеличение до 70% постоянной составляющей заработной платы. ОАО «Сибирская угольная энергетическая компания» одна из первых присоединилась к данному соглашению. На сегодняшний день, по данным Ленинского теркома Росуглепрофа, на предприятиях СУЭКа структура зарплаты имеет соотношение 60% на 40%. Для увеличения эффективности данного соглашения необходимо, чтобы тарифные условия оплаты труда дополнялись системой текущего премирования работников, причем не за количественные, а за качественные показатели: снижение издержек производства, улучшение качества продукции и работ, экономию трудовых, материальных и финансовых ресурсов. Также необходимо, чтобы при нормировании труда угольные компании руководствовались указанным ФОС, но при этом оно должно быть скорректировано с учетом особенностей условий производства и труда (в первую очередь, это касается шахт, опасных по выбросу угля и газа).

За рубежом широкое распространение получила индивидуализация заработной платы, основанная на оценке заслуг. Смысл оценки заслуг сводится к следующему: работники, имеющие одинаковую квалификацию и занимающие одну должность, благодаря своим природным способностям, стажу, целевым установкам, мотивам и стремлениям могут добиваться различных результатов в работе. Эти различия должны найти отражение в заработной плате. Данная задача решается с помощью дифференциации окладов в рамках разряда (или должности). В США оценку заслуг служащих проводит 80% компаний, а рабочих — приблизительно 50%. Во Франции индивидуализация заработной платы используется преимущественно для управленческих работников и специалистов.

Кабинет Министров Украины 11 июня 2008 года поручил Минуглепрому обеспечить перевод работников угледобывающих компаний на почасовую оплату труда, которая также распространена в Европе. Новая схема заработала на 7 украинских шахтах: «Донбасс» (Донецк), на шахте «Центральная» государственного предприятия «Красноармейскуголь», шахте «Белозерская» госпредприятия «Добропольеуголь», шахте имени Гаевого госпредприятия «Артемуголь» (все - Донецкая область), шахте имени XIX партсъезда госпредприятия «Луганскуголь» (Луганск), шахте N81 «Киевская» госпредприятия «Ровенькиантрацит» (Луганская область) и шахте «Красноградская» госпредприятия «Львовуголь» (Львовская область) [9]. Результат такой реформы оказался отрицательным. Провал эксперимента сами шахтеры связывают с изношенностью оборудования, на котором им приходиться добывать уголь: из-за постоянных поломок, бригады простаивали днями без работы. Отсюда и причина неудачи новой схемы. В Европе, например, бригадир знает, что для того чтобы добыть тонну угля, ему необходимо определенное количество ГСМ, определенное исправное оборудование, тем самым он может держать всю технику под контролем.

Таким образом, внедряя на предприятия какие-либо меры по совершенствованию организации заработной платы, в первую очередь, необходимо учитывать все особенности производственного процесса на конкретном предприятии: уровень техники, технологии, изношенности оборудования, квалификацию работников и т.д.

Список литературы

1. metcoal.ru
2. kemerovostat.ru
3. sadisibiri.hop.ru/raspad-tragedia.html
4. sds-ugol.ru
5. О необходимости усиления стимулирующей роли заработной платы в системе управления эффективностью и безопасностью угледобывающего производства, журнал "Уголь", Ю.Г. Грибин, 2010г.
6. lib.rus.ec›Книги›204761/read
7. "Формирование методических основ усиления мотивационной роли тарифных условий оплаты труда специалистов", журнал "ТЭК и ресурсы Кузбасса", Н.А.Балалаева, 2008г.
8. http://lugansk.proua.com

УДК 331.2:622.33

## ЭКОНОМИЧЕСКАЯ СРЕДА ОБИТАНИЯ ШАХТЕРСКИХ КОЛЛЕКТИВОВ В РЫНОЧНЫХ УСЛОВИЯХ

***Нифонтов А.И.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Основным персонажем на рынке является, прежде всего, потребитель. То есть тот человек, который тратит деньги на те или иные услуги, товары и марки на рынке. Потенциальным фактором, который определяет весомость этого потребителя, его поведение и его возможности, являются деньги. Те деньги, которые человек имеет и те деньги которые человек в состоянии тратить, для того чтобы реализовать себя как потребителя.

Если среда обитания общества – это рыночные отношения, необходимо определить экономический, социальный и политический статус потребителя (персонажа).

В России впервые вслух и с использованием определенных социологических методик о среднем классе заговорили, в так называемый пик застоя в 1980-1985 гг. Впервые в новое время о среднем классе заговорили в 1995 г., и особенно в конце 90-х годов. Отсюда можно

сделать вывод, что разговоры о среднем классе регулярно появляются в момент либо начала бурного роста рынка, либо в момент структуризации, стабилизации рынка.

Основываясь на исследование «Независимого института социальной политики» (НИСП), «Института современного развития», «Национального агентства финансовых исследований» банка UniCredit в определение среднего класса включаются понятия, связанные с образом жизни человека, так и с ценностями, которые этот человек либо уже разделяет, либо стремится разделить. Речь идет о духовных, социальных, политических ценностях, а также включает определенные функции свободного поведения, личностного и потребительского поведения.

В развитых странах средний класс начинается от зарплаты хотя бы в 2000 долларов в месяц или 1000-1400 долл. дохода на члена семьи. Ниже 500 долл. – бедность.

Ниже 100 долл. – нищета. Другими словами ниже дохода в 500 долл. не существует понятия классов. Люди не могут реализовать свои классовые признаки имея на руках 100, 200 или 300 долл. в месяц.

На основании данных журнала «Эксперт» и компании КОМКОН бедных в России, по классификации развитого рынка, получающих на человека 500 долл. и меньше в пределах 90%. Они формируют по разным оценкам, от 60 до 75% трат на рынке. Соответственно, богатых людей, обладающих миллионными состояниями, меньше одного процента. Они отвечают за небольшую – 10-15% долю рынка. Между ними средний класс, его доля составляет несколько процентов. Средний класс отвечает приблизительно за 15-20% покупок на рынке.

Что же представляет среда обитания шахтерских коллективов , занятых добычей угля?

Согласно данных Госкомстата среднемесячная номинальная заработная плата работников угольной отрасли за 9 месяц 2010 года составила 26000 руб.

Из этого можно сделать вывод, что среднемесячная заработная плата работников угольной отрасли составила около 900 долларов в месяц, следовательно, на одного члена семьи доход составляет 300 долларов на человека, а это значит, что доход семьи работника ниже границы определяющей в развитых странах – бедность.

Как отмечалось выше, средний класс начинается от заработной платы хотя бы в 2000 долларов в месяц. Для достижения такой зарплаты необходимо современную заработную плату по большинству квалификационных разрядов увеличить примерно в 2,5-3,0 раза, но это только при том условии, что уровень потребительских цен на товары и услуги будут неизменными.

Конечно, имея заработную плату 600-900 долларов в месяц, работник угольной отрасли далеко отстает от границы среднего класса, а это означает, что от формирования в своем сознании духовных, социальных, политических ценностей, они не могут выполнять функции свободного поведения, ограничены в выборе личностного и потребительского поведения.

Угольная отрасль – важнейший элемент топливно-энергетического комплекса России. Функционирование угольной отрасли характеризуется повышенной опасностью по внешним и внутренним факторам, высоким риском управления производственными процессами. Создание условий по обеспечению безопасной работы предприятий по добыче угля подземным способом является сложной технической, производственной, экономической и инвестиционно-инновационной проблемой.

Крупные аварии в 2007 году на шахтах «Ульяновская» и «Юбилейная» в Кузнецком угольном бассейне, а также катастрофа на шахте «Распадская» этого же бассейна в мае 2010 года резко обострила социально-психологический климат в трудовых коллективах.

Как показал анализ, одной из причин, приводящей к аварийным ситуациям является стремление трудящихся к значительному перевыполнению установленных планом объемов добычи угля для увеличения размера заработной платы. Используемые формы и системы оплаты труда не обеспечивают необходимого размера заработной платы трудящихся при выполнении плана на 100 процентов. Значительное перевыполнение установленных планом

объемов добычи угля приводит к непредсказуемым и непрогнозируемым газодинамическим явлениям при ведении горных работ.

Разработанные в спешном порядке по поручению Председателя Правительства В.В. Путина изменения (корректировки) применяемых форм и систем оплаты труда не обеспечивают решения тяжелейших социально-психологической, экономической и технической проблем, так как, как правило, носят косметический характер.

Для повышения безопасности ведения горных работ предлагается новый подход к формированию уровней заработной платы трудящихся, работающих в подземных условиях, и расчету объемов добычи угля, обеспечивающих высокую гарантированную заработную плату при достижении нормативных нагрузок.

17 мая 2010 года Председатель Правительства России В.В. Путин провел совещание в формате видеоконференции в связи с аварией на шахте «Распадская». В ходе конференции В.В. Путин внес ряд предложений по изменению структуры заработной платы, а также поставил задачу повышения защищенности шахтеров, занятых на подземных работах за счет минимизации мотивации шахтеров добиваться повышения добычи угля любой ценой, пренебрегая безопасностью и рискуя жизнью.

Поэтому научно-практическая задача разработки и использования моделей и методик экономического управления уровней заработной платы и объемов добычи угля, обеспечивающих безопасную работу трудящихся, добывающих уголь подземным способом, является актуальной.

Для этого необходимо предусмотреть решение значимой социальной задачи, связанной с управлением заработной платой, совершенствованием режима работы угледобывающего предприятия, установлением оптимальных объемов добычи угля, гарантирующих создание безопасных условий труда.

Так как каждое угледобывающее предприятие имеет свою категорию опасности по выделению метана на одну тонну добытого угля, необходимо осуществлять расчет нормативов объемов добычи угля по каждому предприятию, обеспечивающих безопасность ведения горных работ. Этот расчет должен учитывать природные факторы, параметры и характеристики применяемой горно-выемочной техники, возможные корректирующие меры по управлению газодинамическими явлениями и т.д.

На основании этих нормативов необходимо разработать оптимальные объемы добычи по сменам и суткам на весь период отработки запасов выемочного столба.

Предусматривается решение задачи по оптимизации размера заработной платы в зависимости от уровня освоения норматива нагрузки на очистные забои. При этом необходимо установить, что максимальная заработная плата работников очистного забоя устанавливается при достижении нормативных объемов, обеспечивающих безопасные условия труда.

В современных условиях нет тесной взаимосвязи и взаимозависимости между интенсивностью, ритмичностью работы по добыче угля и заработной платой. Если работник в течение рабочей смены выполнял работы не по добыче угля, а в оставшейся до конца рабочей смены временной отрезок за счет интенсификации работы механизмов выполнил установленный на смену объем, его труд оплачивается в полном размере. Аналогично, если в одну - две смены не работали по добыче, но в оставшиеся три - две смены за счет интенсификации работы механизмов выполнили суточный объем, заработная плата начисляется в полном размере. Такая динамика в выполнении производственных заданий может быть при рассмотрении любого периода времени.

Существующие нерегулируемые графики работы могут привести к аварийным ситуациям за счет значительного выделения метана и невозможностью доведения в данный временной отрезок до его взрывобезопасной концентрации.

Предлагается разработать:

− программы расчета норматива оптимизированного объема добычи угля, обеспечивающего безопасные условия работы;

– графиков работы по сменам и суткам, обеспечивающих предельно равномерную добычу в рассматриваемых периодах;

– расчет оптимальных скоростей подачи комбайна при выемке угля для обеспечения предельно равномерной добычи;

– программы расчета заработной платы при различных уровнях освоения норматива нагрузки;

– максимизацию уровня заработной платы при освоении норматива добычи;

– системы санкций за превышение уровня нормативной нагрузки в течение смены и суток;

– системы поощрения за соблюдение установленного графика добычи в течение смены и по сменам в течение суток;

– определение нормативов формирования ФЗП от цены 1 т реализованной продукции.

На основе разработок предусматривается выполнить обоснование принципов, функций и методов системы менеджмента организации производства по добыче угля, обеспечивающих безопасную работу.

Предусматривается выполнить:

– календарное моделирование объемов добычи угля, включающих по каждому предприятию и очистному забою (рабочему месту) фиксированные показатели, такие как относительное газовыделение на одну тонну добываемого угля, производительность пласта и переменные - тип применяемой техники, скорость подачи комбайна, ширина захвата вынимаемой полосы;

– разработку оптимизированных объемов добычи по сменам, суткам и другим календарным периодам.

Исследование предусматривается проводить с использованием методов технико-экономического анализа и математической статистики, декомпозиции и синтеза форм и системы организации заработной платы труда, моделирования производственных и экономических процессов.

Необходимо вспомнить, что в период заката «перестройки» нерешаемые проблемы в шахтерских коллективах привели к социальному взрыву, который охватил в 1989-1991 годах все угледобывающие бассейны (регионы), вызвавший в конце концов, к развалу СССР, к смене общественно-экономической формации и к переходу к «свободному» рынку.

Оправдались ли надежды шахтерских коллективов, связанные с повышением их жизненного уровня? Сегодня можно сказать: «Нет». В советский период среднемесячная заработная плата шахтеров была самой высокой среди других отраслей, сегодня ее уровень колеблется от пятого до седьмого места. Заслужено ли такое понижение уровня заработной платы?

Переход угольной отрасли в частную собственность процесс естественный для рыночной экономики. В тоже время государство обложило отрасль, как и другие, своеобразной налоговой системой. Отрасль из дотационной превратилась в донорную для государственного бюджета за счет концентрации производства, роста цен на энергоносители, в том числе и уголь, что ставит собственников в сложное положение. Ведь конечной целью любой предпринимательской деятельности является получение прибыли. В тоже время всем известно, что достичь конкурентоспособности продукции можно либо снижая затраты на производство и реализацию продукции, либо увеличивая стоимость реализуемой продукции.

Современная деятельность показывает, что в связи с постоянным ростом стоимости потребляемых ресурсов, связанных с инфляционными процессами, осложнением горногеологических условий, вызванных углублением ведения горных работ и повышенным риском проявления газодинамических явлений, ужесточением налогового бремени (рост отчислений на социальные нужды в 2011 году на 8 процентов) и других факторов угледобывающие предприятия не могут обеспечить не только снижение себестоимости добычи, но и ее стабилизацию. Конечно рост цен должен вызывать повышение норматив для формирования зара-

ботной платы (если применяется такая система ее формирования), но это вызывает снижение прибыли, что противоречит интересам собственников. Безусловно, при высокой рентабельности производства можно рассматривать вопрос формирования источника фонда заработной платы из прибыли, но это пока не происходит.

Рассматривая далее вопросы управления заработной платы в угольной отрасли, необходимо остановиться на основополагающих понятиях, определениях, содержании, современной системы организации и управления используемой нормативной базы и т.д.

Оплата труда - регулярно получаемое вознаграждение за произведенную продукцию или оказанные услуги, включая оплату отпусков, праздничных дней и другого неотработанного времени. Эта статья денежных доходов включает, кроме того стимулирующие оплаты и надбавки, компенсационные выплаты, связанные с режимом работы и условиями труда, а также выплаты на питание, жилье, топливо, имеющие регулярный характер».

Госкомстат РФ использует определение «Затраты организаций на рабочую силу» - это сумма вознаграждений в денежной и не денежной формах за выполненную работу и неотработанной время, дополнительные расходы организации, связанные с обеспечением работников жильем, оздоровительными мероприятиями, профессиональным обучением, культурно-бытовым обслуживанием, суммы единого социального налога, страховых взносов на обязательное пенсионное страхование, добровольное пенсионное, медицинское и другие виды страхования, командировочные расходы, а также налоги и сборы, связанные с привлечением наемной рабочей силы.

На первом этапе остановимся на содержании, понятии, функции, структуре и других содержательных частях заработной платы.

Угольная отрасль имеет свою специфику, связанную с добычей полезного ископаемого, а не с выпуском готовой продукции с использованием сырья, материалов, компонентов и природных ресурсов.

Дальнейшая работа по выработке предложений совершенствования форм и систем оплаты связаны с переходом на смешанную форму и бестарифную систему оплаты труда. Суть данных разработок состоит в следующем.

Конечно, говоря об эффективности системы организации оплаты и стимулирования труда работников угледобывающих предприятий необходимо иметь в виду, что увеличение размера заработной платы какими бы факторами оно не было вызвано для работодателя (собственника) является по экономической сущности расходами. Поэтому вполне понятно широко используемые в настоящее время в корпоративных структурах «мероприятия по «оптимизации» персонала». Суть этих «мероприятий» сокращение численности персонала и минимизация размера индексации заработной платы.

Наемный работник, наоборот, заинтересован в росте своего дохода, необходимый и направляемый на удовлетворение жизненных потребностей. Работник стремится максимизировать заработанные средства за счет значительного перевыполнения установленных плановых заданий, часто, ради этого, нарушая условия безопасного ведения горных работ, что приводит к тягчайшим авариям.

Изменить существующую организацию заработной платы проблема трудно разрешимая и связана с некоторыми субъективными факторами. Главными из которых можно выделить:

- инертность служб по персоналу на уровне компании и шахт;
- недостаточная квалификация работников этих служб в вопросах технологии добычи и проведения горных выработок;
- удовлетворенность работников по персоналу существующей системой организации заработной платы;
- отсутствие глубоко анализа показателей и факторов, влияющих на интенсивность работы горной техники при добыче угля и проведении выработок;
- осторожность в реформировании применяемых форм и систем оплаты вызванной возможной «оптимизацией» работников, занятых организацией оплаты.

Основываясь на вышеизложенном состоянии вопросов, связанных с организацией платы труда, возникает необходимость разработки нестандартных положений. Этому должно предшествовать определение и выработка показателей и их параметры, формирующих оболочку нестандартной системы организации, оплаты и стимулирования труда.

УДК 330.15:553.04

## ОСНОВНЫЕ ПРИЧИНЫ ВОЗНИКНОВЕНИЯ И МЕТОДЫ УПРАВЛЕНИЯ ПОТЕРЯМИ УГЛЯ В НЕДРАХ

***Петрова Т.В., Казанцева Г.Г., Ходич О.А.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

В настоящее время формирование доходной части федерального бюджета осуществляется за счет добычи полезных ископаемых, в том числе за счет добычи и реализации угля. Более 60% добычи угля в России осуществляется в Кузнецком угольном бассейне, который располагается на территории Кемеровской области.

Ресурсная обеспеченность является одним из важнейших конкурентных преимуществ экономики Кемеровской области, ее базового сектора. Однако изначальная ресурсная сверхдостаточность не позволяет пренебрегать работой по воспроизводству и расширению ресурсной базы области. Остаются различные риски, связанные с ухудшением этой базы, ее физическим сокращением, снижением доступности и качества, ростом экологических издержек, связанных с добычей природных ресурсов.

Масштабная добыча полезных ископаемых на территории области приводит к уменьшению балансовых ресурсов, нераспределенного фонда недр и ресурсной обеспеченности добывающих предприятий, в первую очередь, подготовленных к разработке запасов. К началу 2000-х годов в целом по стране и в Кемеровской области, в частности, сложилась ситуация, когда отрабатываемые и списываемые с баланса запасы объемов угля не покрывались приростом запасов, что вело к снижению сырьевого потенциала угольной промышленности региона [2].

В настоящее время острой проблемы максимального извлечения угля из недр, как для недропользователя, так и государства, пока нет. Предприятия решают финансовые вопросы и вопросы технического перевооружения. Однако в ближайшем будущем возникнет необходимость наиболее полного извлечения угля из уже вскрытых и подготовленных участков и при ТЭО кондиций новых угольных участков.

В период плановой экономики управление полнотой извлечения полезного ископаемого месторождения осуществлялось уже на стадии ТЭО всего угольного района или месторождения. При этом потери при подземной добыче угля составляли в среднем 18% [1].

Для выявления причины возникновения потерь угля в недрах на современном этапе воспользуемся данными о ТЭО разведочных кондиций шахты "Ерунаковская I" Ерунаковского геолого-экономического района Кузбасса [3]. В ТЭО кондиций запасов шахты разработано по три варианта отработки пластов 53, 50, 49, 48, 45.

Рассмотрим величины потерь по различным вариантам технико-экономического обоснования отработки запасов шахты «Ерунаковская I» [ТЭО кондиций Ерунаковская I]. В первом варианте осуществляется отработка запасов с относительно выдержанными горно-геологическими условиями системой длинными столбами с обрушением (ДСО), при этом по каждому пласту остаются участки со сложными горно-геологическими условиями неправильной формы ограниченных размеров, расположенные в зоне выветренных, повышенной трещиноватости пород. Вариантами 2 и 3 эти участки предусматривается отрабатывать системой ДСО и КСО (короткими столбами с обрушением).

Отличие варианта 2 от варианта 3 заключается в том, что участки отнесенные предварительно вариантом 1 к нецелесообразным к отработке, вариантам два отрабатываются последовательно поочередным переходом очистных забоев с участка с относительно выдержанными горно-геологическими условиями на участки со сложными условиями. В варианте 3 участки отрабатываются параллельно за счет приобретения дополнительного оборудования и увеличения численности трудящихся. Объемы промышленных запасов и объем и структура потерь − в таблицах 1 и 2.

Таблица 1 − Объем и структура потерь по пластам и по вариантам их отработки

| № варианта отработки | Объем промышленных запасов пластов, тыс.т | Объем потерь, тыс.т | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | всего | общешахтные | у геологических нарушений | нецелесообразные к отработке | эксплуатационные |
| пласт 53 | | | | | | |
| 1 | 4708 | 3125 | 1186 | 332 | 941 | 666 |
| | | 100,0% | 38,0% | 10,6% | 30,1% | 21,3% |
| 2, 3 | 5205 | 2628 | 1186 | 450 | − | 992 |
| | | 100,0% | 45,1% | 17,1% | 0,0% | 37,7% |
| пласт 51 | | | | | | |
| 1 | 7473 | 6703 | 2013 | 982 | 2710 | 998 |
| | | 100,0% | 30,0% | 14,7% | 40,4% | 14,9% |
| 2, 3 | 8750 | 5426 | 2167 | 1405 | − | 1854 |
| | | 100,0% | 39,9% | 25,9% | 0,0% | 34,2% |
| пласт 50 | | | | | | |
| 1 | 8888 | 7415 | 2182 | 1164 | 2372 | 1697 |
| | | 100,0% | 29,4% | 15,7% | 32,0% | 22,9% |
| 2, 3 | 9822 | 6481 | 2269 | 1985 | − | 2227 |
| | | 100,0% | 35,0% | 30,6% | 0,0% | 34,4% |
| пласт 48 | | | | | | |
| 1 | 6749 | 8404 | 2731 | 2378 | 1431 | 1864 |
| | | 100,0% | 32,5% | 28,3% | 17,0% | 22,2% |
| 2, 3 | 7443 | 7710 | 2771 | 2651 | − | 2288 |
| | | 100,0% | 35,9% | 34,4% | 0,0% | 29,7% |
| пласт 45 | | | | | | |
| 1 | 4283 | 5896 | 1989 | 1624 | 1209 | 1074 |
| | | 100,0% | 33,7% | 27,5% | 20,5% | 18,2% |
| 2, 3 | 4919 | 5260 | 1989 | 1893 | − | 1378 |
| | | 100,0% | 37,8% | 36,0% | 0,0% | 26,2% |

Как видно из таблицы 2 коэффициент излечения полезного ископаемого из недр на стадии проектирования составляет только 50% от балансовых запасов шахты. При этом в структуре потерь наибольшую долю занимают общешахтные потери: от 32 % до 37 % (являются ненормируемыми потерями), эксплуатационные потери (нормируемые) составляют от 20 % до 31 % от всех потерь.

На следующей стадии строительства и эксплуатации месторождения недропользователь может:

1) придерживаться установленных проектом нормативов потерь, тем самым использовать для расчета по ним нулевую ставку НДПИ;

2) нести сверхнормативные потери и платить НДПИ по общеустановленной ставке. Однако у недропользователя есть возможность пересмотреть и увеличить нормативы потерь по объективным причинам на следующий налоговый год, если их утвердят органы государственного управления фондом недр. На практике переутверждение нормативов потерь вызывает необходимость переутверждения всего технического проекта работы горнодобывающего предприятия. Поэтому, на такие долгие, сложные и дорогие процедуры недропользователи идут в крайних случаях;

3) увеличить объем добычи угля за счет снижения потерь при добыче некондиционных запасов в рамках требований промбезопасности. При этом, получая дополнительный объем товарной продукции, недропользователь имеет возможность получить налоговый возврат за извлеченный объем некондиционных запасов.

Таблица 2 − Объем и структура потерь угля по шахте по вариантам отработки запасов

| Объем промышленных запасов шахты по вариантам отработки, тыс.т | | Объем потерь, тыс.т | | | | | Коэффициент извлечения |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | всего | общешахтные | у геологических нарушений | нецелесообразные к отработке | эксплуатационные | |
| Вариант 1 | 32101 | 31543 | 10101 | 6480 | 8663 | 6299 | 0,50 |
| | | 100% | 32,0% | 20,5% | 27,5% | 20,0% | |
| Варинты 2,3 | 36139 | 27505 | 10382 | 8384 | 0 | 8739 | 0,57 |
| | | 100% | 37,7% | 30,5% | 0,0% | 31,8% | |
| Средневзвешанный | 34120 | 29524 | 10242 | 7432 | 4332 | 7519 | 0,54 |
| | | 100% | 34,7% | 25,2% | 14,7% | 25,5% | |

Как правило, недропользователь придерживается проектных объемов потерь при строительстве и эксплуатации горнодобывающего предприятия и сверхнормативных потерь не возникает. Более того, недропользователь осуществляет комплекс технологических процессов и стремится извлечь даже больший объем полезного ископаемого.

Данную практику ведения добычи недропользователями можно определить как результат работы государственного косвенного экономического механизма - налоговой льготы (налогового возврата) за снижение объема потерь по сравнению с утвержденными нормативами потерь.

Возвращаясь к коэффициенту извлечения угольных запасов шахты «Ерунаковская I» на основе анализа приведенных в ТЭО постоянных разведочных кондиций следует сделать вывод о том, что весь объем потерь прогонозируется при проектировании предприятия, в соответствии с которым ежегодно утверждается норматив потерь при работе шахты в течение отчетного года. Следовательно, управление запасами и потерями полезного ископаемого следует осуществлять на этапе проектирования предприятия.

Для проектных организаций и недропользователей существует ряд трудностей эффективного управления потерями:

– отсутствие современной нормативно-справочной документации, все регламенты, использующиеся проектировщиками созданы и утверждены ближе к середине прошлого столетия, и при существующим уровне техники и технологии горнодобывающего производства в рыночных условиях приводят к нецелесообразным к реализации проектам. Эта проблема остается незаметной при прохождении экспертизы данных проектов, так как при отсутствии современных регламентов проект проверяется, в основном, на соответствие содержания в нем обязательных разделов и требования промышленной и экологической безопас-

ности. Таким образом, экспертиза на рациональность извлечения полезного ископаемого не проводится по объективным причинам;

– отсутствие соответствующих регламентов, что вызывает необходимость создания нормативно-правовых документов, включающих в себя также методику определения интегрального критерия максимизации коэффициента извлечения полезного;

– отсутствие тесной взаимосвязи сотрудников государственной власти и проектных организаций с недропользователями. Это приводит к недоучету горно-геологических факторов и реальных возможностей недропользователей при использовании технических, финансовых и, самое главное, кадровых ресурсов;

– разделение месторождения на лицензионные участки (горные отводы), пространственное расположение которых зачастую определено без учета как геологических особенностей объекта полезного ископаемого в недрах, так и их «равноценности по экономической значимости» [4];

– разделение месторождения на участки с небольшими запасами и сложными горно-геологическими и газо-динамическими условиями, сложной геометрической формой и изначально имеющие невысокие значения рентабельности. При совокупности перечисленных признаков участка его эксплуатация приводит к нерациональной отработке месторождения в комплексе. На многих угольных месторождения Кузнецкого угольного бассейна одновременно ведут горнодобывающее работы одновременно более десятка различных недропользователей по неувязанным между собой техническим проектам, следовательно, имеющие индивидуальные промплощадки и другую промышленную инфраструктуру, разные технику и технологии отработки и т.д., что вызывает появление наибольшего объема потерь по сравнению с единой схемой отработки этого же месторождения;

– недостаточная горно-геологическая изученность лицензионных участков и отсутствие механизма и инструментов контролирующих за выполнением условий лицензий и лицензионного соглашения на право и обязанности по доразведке участка;

– недостаток квалифицированных кадров на всех стадиях жизненного цикла горнодобывающего предприятия. С одной стороны, проблема порождена ослаблением образовательной системы, так как учреждения не имеют возможность сформировать современную лабораторную базу, осуществлять российские и зарубежные стажировки научно-преподавательского состава, у них нет возможности достаточного обновления библиотек научной и учебной литературой, периодическими изданиями, отсутствуют связи с проектными, государственными и научными учреждениями. С другой стороны, имеет место проблема «отрыва» вузов от производства. На сегодняшний момент практически все угледобывающие предприятия находятся в частной собственности и максимально ограничивают доступ к внутренней служебной информации и даже формам статистической отчетности. Конфиденциальность информации о деятельности предприятий породила проблему, связанную с прохождением стажировок научно-педагогических кадров и производственных практик учащихся.

Перечисленные проблемы представлены разными сферами деятельности и единого решения не имеют. Однако рассматривая проблему управления запасами и потерями угля на предпроектной и проектной стадиях жизненного цикла предприятия определенные решения могут иметь место. Возможный способ управление потерями заключается в проведении технико-экономических обоснований, проектных расчетов и экспертизы рациональности использования запасов на основе современных регламентов, включающих в себя методику расчета интегрального критерия для максимизации коэффициента извлечения полезного ископаемого с отслеживанием уровня рентабельности угледобывающего предприятия для достижения баланса интересов недропользователя и государства.

*Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации. Государственный контракт № 16.740.11.0410.*

Список литературы

1. Государственный баланс запасов полезных ископаемых Российской Федерации на 1 января 1998 г. Выпуск 62. Уголь. Том III. Западно-Сибирский регион. – М.: Министерство природных ресурсов РФ Российский федеральный геологический фонд. − 1998 г. – 253 с.

2. Закон Кемеровской области от 11 июля 2008 г. N 74-ОЗ "Об утверждении Стратегии социально-экономического развития Кемеровской области до 2025 года"

3. Технико-экономическое обоснование постоянных разведочных кондиций для подсчета запасов угля по полю шахты «Ерунаковская I». Том 1. Книга 1. Пояснительная записка. – Кемерово: Кузбасский головной институт по проектированию угледобывающих и углеперерабатывающих предприятий ОАО «Кузбассгипрошахт». – 2006. – 318 с.

4. Сергеев И.Б. Экономика недропользования / И.Б. Сергеев, А.Е. Череповицын, Д.Р. Каюмов; Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет). Спб,− 2010. − 145 с.

УДК 349.232

## ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БЕСТАРИФНОЙ СИСТЕМЫ ОПЛАТЫ ТРУДА НА ГОРНОМ ПРЕДПРИЯТИИ

***Гринкевич О.В., Лоншакова А.А.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Политика в области оплаты труда является составной частью управления предприятием, и от нее в значительной мере зависит эффективность его работы, так как заработная плата является одним из важнейших инструментов, позволяющих рационально использовать рабочую силу. При разработке политики в области заработной платы необходимо учитывать соотношение темпов роста заработной платы и производительности труда.

Можно выделить три основные модели, определяющих соотношение темпов роста производительности труда и заработной платы (рисунок1):

– рост заработной платы пропорционален росту производительности труда;

– рост заработной платы отстает от роста производительности труда (дегрессивная модель);

– рост заработной платы опережает рост производительности труда (прогрессивная модель).

При различных условиях каждый вариант может играть положительную роль.

Первую модель (рисунок 1, I) можно считать идеальной. В масштабах государства она не порождает инфляции, а для предприятия содержит стимул к повышению производительности труда его работников. На практике такое соотношение поддерживать трудно.

Рисунок 1 – Соотношение темпов роста заработной платы и производительности труда

Вторая ситуация (рисунок 1, II) не должна порождать инфляцию, но не содержит стимула к повышению производительности труда.

Если темп роста заработной платы опережает темп роста производительности труда, то такая модель стимулирует рост производительности труда, но порождает инфляцию (рисунок 1,III). Слишком высокие темпы роста заработной платы (рисунок 1, IV) нарушают связь между затратами труда и его оплатой, что так же приводит к снижению его производительности. Мера, качество, напряженность и интенсивность труда должны соответствовать его оплате.

Таким образом, грамотная политика в области оплаты труда позволяет повышать его производительность, а, следовательно, эффективность использования рабочей силы.

Увеличение производства нередко приводит к нарушению правил безопасности. В 2007-2010 годах отмечается «всплеск» аварий на шахтах Кемеровской области. Причины, возможно, обусловлены желанием работников основных участков выполнить плановые задания для получения высокого вознаграждения. Становится очевидным, что зависимость заработной платы от объема добычи является неправильной. В связи с этим возникла необходимость пересмотра формирования фонда заработной платы и его совершенствование.

Большинство современных систем заработной платы состоит из двух частей: базовой (неизменной) и дополнительной (переменной, зависящей от тех или иных факторов), обеспечивающей стимулирование работников. Статья 83 Трудового кодекса РФ (ТК РФ) предусматривает наряду с основными и дополнительные системы оплаты труда – премиальные, которые применяются в целях стимулирования достижения заранее установленных показателей в сочетании с какой-либо основной системой (формой), отсюда название систем:

– повременно-премиальная;
– сдельно-премиальная.

Названные формы и системы оплаты труда традиционно применялись в отечественной практике и хорошо дополняли тарифную систему – в этом качестве они являлись третьим компонентом организации оплаты труда.

В 80-е гг. в СССР стали распространяться новые системы оплаты труда, отличающиеся от традиционной. Их стали называть нетрадиционными системами.

90-е гг. характеризуются активизацией разработки новых (усовершенствованных) систем оплаты труда. Это связано не только с пониманием необратимости рыночных преобразований в России, но и с необходимостью усиления стимулирующей функции заработной платы: повышения ее гибкости, объективности оценки достижений работников и соотношений в оплате труда разных групп. По этим причинам все большее распространение приобре-

тают гибкие, контрактные, долепаевые системы, ставки трудового вознаграждения, системы участия в прибылях и т. п.

Все многообразие гибких систем можно разделить на гибкие тарифные и бестарифные. Под гибкой тарифной системой оплаты труда понимается система, которая определенную часть заработка ставит в зависимость от личных заслуг и от общей эффективности работы предприятия, обеспечивает возможность избежания разовых сокращений базовой зарплаты. В последнее десятилетие наряду с формами и системами оплаты труда, основанными на применении тарифных ставок (окладов) и расценок, получают распространение модели бестарифной системы оплаты.

Бестарифный тип организации заработной платы предусматривает оплату не столько по индивидуальным, сколько по конечным результатам работы. Такая организация предполагает установление не фиксированных уровней оплаты труда для отдельных работников, а определение коэффициентов их долевого участия в фонде оплаты труда предприятия. Характеризуется чертами:

1. Тесной связью уровня оплаты труда работника с фондом заработной платы, начисляемым по коллективным результатам работы.

2. Присвоением каждому работнику постоянных коэффициентов, комплексно характеризующих его трудовой вклад в общие результаты труда по данным о предыдущей трудовой деятельности работника или работников, относимых к этому квалификационному уровню.

3. Определение коэффициента трудового участия каждого работника в текущих результатах деятельности, дополняющих оценку его квалификационного уровня.

То есть заработок работника установлен и зафиксирован в Положении об оплате труда не в денежном выражении, а в виде некоторого коэффициента, показывающего долю работников в фонде заработной платы или в фонде оплаты труда. Как правило, этот коэффициент может варьироваться в зависимости от того, насколько эффективно сработало в отчетном периоде предприятие и насколько качественно работник выполнил свои должностные обязанности. Введение коэффициента оплаты труда позволяет защитить заработную плату работника от инфляции и отказаться от регулярного пересмотра ее величины в условиях растущих цен. Это происходит за счет того, что с ростом общего уровня цен растут и цены на товары или услуги предприятия, соответственно увеличивается фонд заработной платы, который в рамках гибких систем оплаты труда «привязан» к величине прибыли или выручке предприятия. Растет при этом и абсолютная величина заработной платы сотрудника, представляющая собой его долю в общих средствах на оплату труда.

Бестарифная система – распределительный вариант труда. Она может использовать целый ряд методов:

1. Оплата по результату. Заработная плата определяется как договорной процент от индивидуально достигнутой выручки от реализации продукции (коммерческие агенты).

2. Оплата по функциям. Предполагает определение стоимости набора функций, выполняемых работником (как правило, ИТР) за определенный период времени. Метод удобен при создании команд для выполнения конкретных проектов.

3. Оплата за рабочее место. Заработная плата определяется ценностью рабочего места с позиций достижения целей организации и необходимой для достижения этих целей квалификацией. Структура заработной платы в этом случае может складываться из фирменной (социальной) гарантии и ряда надбавок к ней: например, за специальность, профессионализм, усердие в работе и т. д. – все это оговаривается при заключении трудовых контрактов, соответствующих данному рабочему месту.

4. Разработка квалификационных «вилок» - метод оплаты труда, эффективный, когда существующих градаций тарифной системы для оценки труда персонала данной квалификации группы недостаточно.

Диапазон «вилки» разрабатывается самим предприятием в соответствии с наличием средств на оплату труда и количеством необходимых подгрупп внутри квалификационной

«вилки». «Вилка» определяет нижнюю и верхнюю границу в оплате труда данной квалификационной группы.

В условиях горного предприятия именно разработка квалификационных «вилок» является наиболее эффективной.

Стремление руководителей и специалистов многих предприятий отказаться от использования тарифной системы, гарантированных ставок и должностных окладов в том виде, в котором они применяются на практике, объясняется следующим обстоятельством. Именно гарантированные ставки и оклады выступают «ограничителем» размеров заработной платы и заинтересованности трудящихся в развитии и реализации имеющихся способностей, взаимосвязи вознаграждений за работу и результативности производства. Такое негативное отношение к ставкам и окладам, которые десятилетиями доминируют в сфере материального стимулирования, имеет несколько причин.

Во-первых, превышение меры труда, за которую выплачивается ставка или оклад, либо не предполагает увеличения и не сопровождается ростом его оплаты, либо это увеличение незначительно и слабо ощутимо для трудящихся. Поэтому тарифные ставки и должностные оклады работники традиционно связывают с тем предельным количеством и уровнем качества труда, превышение которых материально не выгодно для них. При этом часто срабатывает принцип: зачем работать больше и лучше, если оплата будет не больше установленной ставки или оклада.

Во-вторых, действующий порядок начисления ставок и окладов, при котором мера оплаты опережает меру труда (сначала устанавливается гарантированный размер ставки или оклада, а уж «под него» ожидается адекватный трудовой вклад), допускает возможность их выплаты без достижения работниками соответствующих выплатам результатов. Здесь у работника возникают несколько иные, по сравнению с первым случаем, соображения: стоит ли достигать требуемых результатов, определенных тарифной системой, когда и без этого выдается, как минимум, гарантированная ставка или оклад. Такая организация выплаты ставок и окладов расслабляет, расхолаживает и не заинтересовывает работников в высокопроизводительном труде. Более того, она не соответствует принципу распределения по труду в его классическом понимании, поскольку допускает равное вознаграждение за неравный труд. Именно в этом заключается одна из причин сознательного недоиспользования трудящимися своих физических и интеллектуальных способностей.

В-третьих, установление тарифных ставок и должностных окладов в большей мере соответствует не экономическим, а административно-командным методам хозяйствования, когда средства, предназначенные на оплату труда, централизованно выдаются «сверху», чаще без учета связи их размеров с конечными результатами работы предприятий и трудовым вкладом конкретных работников. Такой подход также не способствует углублению демократизации распределительных отношений, расширению прав и самостоятельности трудовых коллективов в решении экономических проблем.

Преимущества бестарифной системы оплаты труда по сравнению с тарифной:

- избавление от уравнительности в оплате;
- преодоление противоречий между интересами отдельных работников и коллектива в целом;
- возможность роста квалификации работника в течение всей жизни;
- возможность оценки роста квалификации;
- обеспечение справедливости в распределении заработной платы;
- избежание конфликта между руководителями (специалистами) при повышении окладов и тарифных ставок;
- прямая зависимость заработной платы от квалификации работника;
- оценка труда руководителя коллективом.

Эффективность бестарифной системы в условиях шахты заключается в следующем.

1. Доплаты за вредные и тяжелые условия начисляются по фактически отработанному рабочему времени.

2. При грубейших нарушениях технологической дисциплины, правил техники безопасности и т. п., что может привести к серьезным последствиям и экономическому ущербу для предприятия в больших размерах, по решению трудового коллектива или администрации предприятия снижается нижний предел ранее установленной работнику «вилки».

3. Надбавки за работу в многосменном режиме (если работники систематически работают посменно).

4. Доплаты за работу на конвейерах и поточных линиях, а также доплаты за повышенную интенсивность труда.

Если коллектив шахты хорошо трудится, то предприятию экономически выгодно создать для работника максимально комфортные условия, справедливую оплату за труд. Одним из выходов из ситуации будет применение на предприятии бестарифной системы оплаты труда. Это позволит в полной мере осуществить реализацию интересов предприятия, к которым относятся - повышение производительности труда, снижение себестоимости продукции. Но для достижения этого требуется согласование интересов предприятия и интересов работников (признание результатов их труда, возможность самореализации и т.п.)

УДК 517.977.1:332.145

## АСПЕКТЫ РЕАЛИЗАЦИИ ИЗМЕНЕНИЙ В ХОЛДИНГОВЫХ КОМПАНИЯХ

***Новичихин А.В., Уланкин А.Н., Легаева Л.А.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

С учетом современных темпов развития экономики для предприятий становится актуальной задача поиска новых подходов к проблемам управления социально-экономическими системами. Подверженность внешним возмущениям, таким как кризисные политические и экономические явления, переходные процессы в становлении новых курсов и направлений экономики, стихийные явления, изменяющееся законодательство, недостаток ресурсов, непредвиденные шаги конкурентов, ускорение темпов экономики - заставляет организационные системы оперативно и гибко реагировать на изменчивые ситуации. Гибкость предприятий в данном случае во многом зависит от размеров: большие корпорации и компании не могут мгновенно отреагировать на изменения и одновременно подстроится под новые условия по всем структурным подразделениям.

В связи с тем, что в нынешней российской экономике значительную долю рынка занимают холдинговые структуры (холдинги, корпорации, концерны), то актуальны современные задачи управления этими структурами в быстро изменяющихся условиях. Холдингом (от англ. holding - владеющий) является акционерная компания, использующая свой капитал для приобретения контрольных пакетов акций других компаний с целью установления контроля над ними [1, с. 1728]. Современные российские холдинги и корпорации образовались в результате приватизации (ОАО «Газпром», ОАО «Лукойл», ОАО «РЖД»), «государственного заказа» (госкорпорации «Автодор», «Роснано») либо в результате объединения управленческих усилий и слияния различных групп предприятий (ОАО «ХК СДС»). Зависимость отдельно взятых отраслей и регионов от работы крупных холдингов значительна (топливно-энергетическая, металлургическая, строительная – индустриальная промышленность в целом для Российской Федерации и пока еще слабо развитая наукоемкая и инновационная: сотовая связь, биржевые структуры). Следует отметить, что помимо влияния внешних факторов на холдинг, осуществляется и значимое обратное влияние - холдинг активно влияет на внешние факторы (в отличие от незначительного влияния отдельно взятого малого предприятия).

Возникающие проблемы могут быть не только внешнего характера, но и внутреннего: неэффективное управление, недостаток квалифицированного персонала, смена собственника, низкое качество продукции или услуги. Интегральное влияние внешних (стохастических)

и внутренних факторов - причины нестабильной работы холдинга (крупномасштабной социально-экономической системы). Компаниям постоянно приходится искать новые пути развития, разрабатывать новые проекты (корректировать существующие), механизмы управления и быть готовыми к изменениям работы предприятий. Изменение условий функционирования, безусловно, влияет на всю цепочку предприятий холдинга в целом. Возникает необходимость общей согласованности, приспособления и нахождения инновационных путей развития. Проблема согласованных изменений в холдинге возникает при диверсификационных процессах. При диверсификации холдинговых компаний необходимо создание комплексных механизмов управления (обеспечивающие функции управления социально-экономическими системами – планирование, организация, стимулирование, контроль и координация), с целью упорядочить и сделать прозрачным управление изменениями в холдингах, помочь лицу, принимающему решение (ЛПР) в оптимизации работы холдинга, обеспечении достоверности информации для того, чтобы производить своевременные и актуальные управляющие реакции.

Эффект холдинга возникает при взаимодействии компаний, входящих в холдинг, в результате достижения единых целей компаний, таким образом проявляется их синергетический эффект. Холдинги имеют устойчивые связи, так как обычно объединены в рамках одной отрасли и их деятельность направлена на удовлетворение определенного рода потребительских нужд (различные виды топлива, электрическая энергия, транспорт, связь). Объединение предприятий в холдинг позволяет сделать прозрачным управление финансовыми потоками, объединить усилия по управлению отраслью, проводить масштабные изменения в структуре работы не только с учетом интересов одного предприятия, но и всей отрасли в целом. Большим корпорациям под силу инвестировать дорогостоящие проекты, проводить научные и инновационные исследования. При создании холдинга уменьшаются затраты на содержание структуры, повышается ликвидность акций предприятий, инвестиционная привлекательность, возникает возможность работать в рамках сотрудничества с государством, объединять усилия в работе предприятий не только в границах страны, создавая международные холдинговые структуры.

Но при диверсификации работы холдинга появляются проблемы, связанные с усложнением структуры холдинга и взаимоотношений между предприятиями. Изменения бизнеса в связи с неблагоприятными условиями потребуют кардинальных изменений практически по всем предприятиям, входящим в холдинг. При диверсификации производственных процессов холдинга параллельно могут происходить следующие процессы:

– укрупнение холдинга; добавление в него новых предприятий; закрытие нерентабельных;

– переориентация на новый продукт (производство), удовлетворяющий потребности самого холдинга или конечных потребителей; переориентация на смежный продукт, т. е. создание нового вида бизнеса (что позволяет гибко перестраиваться на рынке);

– оптимизация производства и издержек.

Выделим основные внутренние проблемы в управлении, лежащие на пути диверсификации холдинга:

– сложность создания единого информационного поля: однородности информации на «входах» и «выходах» разных предприятий, заключенных в одно технологическое звено, либо, объединенных финансовыми потоками;

– устойчивость связей затормаживает реакцию на изменения, централизация управления лишает предприятия достаточных степеней свободы для рыночных отношений и свободного вхождения в структуру холдинга, а также выхода (при разрушении устойчивых связей нарушается и структура управления холдингом);

– нацеленность предприятия не на конкурентную борьбу, а, подчиняясь централизованным планово-экономическим процессам, на конкретный продукт, удовлетворяющий потребности холдинга;

– чрезмерная централизованность управленческих решений, отсутствие, опоздание или искажение информации;

– необходимость определения действительных условий работы каждого предприятия (региональную политику, экономические показатели региона, ресурсный потенциал).

Достоверная оценка внешних и внутренних факторов может указать на пути выхода и определить порядок действий в меняющихся условиях. При этом возникает потребность в контроллинге изменений, правильном их проведении, новой системе оценки работы холдинга в целом и каждого предприятия в отдельности.

Управление изменениями при диверсификации производственных процессов в холдинге (как механизм инновационного управления организационными системами) вызвано необходимостью оперативного реагирования предприятий на изменчивую среду. Характерно, что проект изменений должен быть направлен на оптимизацию работы холдинга и оптимизировать есть что: состав и структуру, задание единых прозрачных целей, снижение издержек, увеличение прибыли, определение нерентабельности одних предприятий (видов продукции) и рентабельности других.

Опыт зарубежного и отечественного менеджмента предлагает международные и национальные стандарты управления проектами (PMBOK PMI, ISO 10006, ICB IPMA и др. [2]), которые существенно облегчают работу ЛПР (а также лица, формирующего решения). Но в таком случае локализация проекта диверсификации мало подкреплена математическим (аналитическим) аппаратом. Возникает потребность в анализе и детальной проработке реализуемого проекта.

Существующие научные работы в направлении оптимизации работы организационных структур позволяют подойти к проблемам управления холдингом с аналитической позиции. В основном это работы по управлению проектами, принятию решений, внутрифирменному управлению. Различный уровень подхода к изменениям в холдинге можно рассматривать от работы отдельно взятого малого предприятия до работы отрасли и холдинга в целом.

В работе Бородулина А.Н. [3] рассмотрены пути оптимизации функционирования отдельно взятой фирмы. Тем не менее, рассматриваются также связи и взаимное влияние рассматриваемой фирмы с поставщиками и покупателями с учетом факторов внешней среды (законодательство, ситуации на рынке и т. д.). Применительно к холдингу данные модели раздельно взятых предприятий, входящих в структуру холдинга необходимо согласовать между собой, т.е. понимать, что входные и выходные каналы моделей (финансы, технологические цепочки, ресурсы и сырье, торговые связи) должны быть согласованы.

В работе Буркова В.Н. [4] рассмотрены механизмы согласования корпоративных интересов в крупных структурах, подобных холдингу. Холдинг в отличие от единой структуры фирмы будет отличаться более высоким дроблением и наличием замкнутых информационно-технологических ветвей и более развитой структурой.

Рассмотрение структуры работы холдинга родственно рассмотрению структуры работы единой отрасли. В работе Санеева Б.Г. [5] рассмотрено управление топливно-энергетическими комплексами. Топливно-энергетический комплекс разбивается по так называемым «кластерам» (в работе это модели): взаимодействие экономики и энергетики, влияние стоимости энергоносителей на экономику, энергетику, социальные сферы, производственно-финансовая деятельность, транспорт энергоресурсов и т. д.

По систематизации, предложенной в работе Цветкова А.В. [6] можно рассматривать холдинг как многоуровневую многоэлементную систему сильно связанных агентов (активных элементов). Соответственно, применяя механизмы теории активных систем, будет решаться задача синтеза оптимальной функции работы сильно связанных агентов.

В работе Новичихина А.В. [7] рассмотрено развитие угольной отрасли, возможности диверсификации угольной отрасли в рамках региона. Это актуально для холдингов, преимущественно реализованных на мощностях предприятий одной отрасли.

Таким образом, холдинг можно рассматривать как многоуровневую многоэлементную иерархическую систему сильно связанных агентов с высоким дроблением и обширными ветвями (графов). При этом для проведения диверсификации необходимо рассматривать холдинг в следующих кластерах: производственно-технологический, институциональный, экономический, социальный, финансовый, организационный, информационный, ареальный. Данные по кластерам формализуются, создаются модели, подбором различных данных разыгрываются сценарии, которые накладываются (экстраполированием) и получается оптимальная модель работы холдинга. Варьируя различными параметрами альтернативных сценариев развития ситуации с достаточной четкостью можно прогнозировать состояние системы, изменять устойчивость и стабильность работы модели, применять полученные данные в работе холдинга в целом. Необходимо спроектировать действующую структуру работы и перспективную. Оценить оба варианта в моделях, а затем уже проводить изменения. То же самое касается слияния предприятий, объединения структур управления, диверсификации производства. Основным механизмом к проработке кластеров является системный подход.

Одним из важнейших аспектов проведения диверсификационных процессов является контроллинг всех процессов во время разработки, внедрения и получения результатов проекта [8, 9]. Отслеживание ситуации в холдинге в целом и на каждом предприятии, отслеживание внешних ситуации, принятие мероприятий по оптимизации, быстрое реагирование, выявление результатов и новое отслеживание ситуации - все это можно отнести к контроллингу ситуации. В своей основе контроллинг – отдельный механизм управления изменениями, содержащий элементы планирования и системного анализа. «Контроллинг – ориентированная на долгосрочное и эффективное развитие система информационно-аналитической, методической и инструментальной поддержки руководства предприятия по достижению поставленных целей, обеспечивающая реализацию цикла управления по всем функциональным сферам и процессам посредством измерения ресурсов и результатов деятельности» [10].

При реализации проекта диверсификации рассматривается использование механизмов проектного программирования [11]. В этом случае будут задействованы:

– системный анализ (для определения показателей, сроков, объемов, предварительного планирования и оценки рисков, проведения декомпозиции структуры холдинга);

– имитационное моделирование (при создании моделей существующих «слоев» и будущих: моделей существующих финансовых отношений и будущих, моделей существующей технологической цепочки и будущей; проведении расчетов в моделях по показателям, воспользовавшись математическим аппаратом и компьютерными программами);

– контроллинг с обратной связью к системному анализу (контроль выполнения работ по изменению, применяя существующие стандарты и схемы руководства проектом, оценка качества работ, обновление сроков реализации, корректировка продвижения).

На рисунке 1 приведена схема изменений на примере машиностроительной холдинговой компании. В результате анализа внешних и внутренних факторов решено:

– ликвидировать литейное производство, осуществляемое агентом 2, как нерентабельное (после оценки внешних факторов выяснено, что данный вид продукции можно закупать у зарубежных поставщиков с более выгодными условиями);

– приобрести активы (акции) новой компании, занимающейся выпуском сухих строительных смесей (агент 5) – перспективное направление, востребованное на рынке и в нуждах самого холдинга, предполагающего еще и развитие строительной индустрии;

– агенты 1, 3 и 4 остаются в структуре холдинга (следует учитывать, что схема их взаимодействия с другими агентами изменится).

Для формализации каждого кластера воспользуемся кортежами вида: $\Psi_i = \{A_i, B_i, C_i, D_i, T_i\}$ – для существующих кластеров и кортежами вида:

$\Psi_i^{'} = \{A_i^{'}, B_i^{'}, C_i^{'}, D_i^{'}, T_i^{'}\}$ – для перспективных кластеров, где A – количество предприятий, входящих в холдинг, B – плановые показатели холдинга, C – полезность производственного процесса холдинга, D – сырьевые и трудовые ресурсы, T – горизонт планирования, i – номер кластера.

Одна из особенностей российских компаний-холдингов – зависимость от сырьевой базы, уровень наукоемкости не способствует устойчивому развитию, а также недостаток квалифицированных проект-менеджеров. Поэтому возникает объективная необходимость инновационного подхода и создания диверсификационных производств.

Необходимость прогнозирования работы холдинга обоснована следующим: холдинг – большая структура, то соответственно существует необходимость прогнозируемости с учетом внешних факторов. Посредством имитационного моделирования появляется возможность разработки различных вариантов-сценариев развития с возможностью детальной проработки различных ситуаций.

В этом случае в холдинге должна существовать экспертная группа, занимающаяся проектными работами, диверсификацией предприятий, т.е. работами по внедрению изменений. Проводимые работы должны быть нацелены на повышение эффективности работы холдинга.

Предложенный механизм управления проектами диверсификации холдинговых компаний позволяет оптимизировать проект по кластерам и помочь ЛПР построить прозрачную схему управления изменениями, отслеживать и контролировать процессы изменений.

**ПРОЕКТ ИЗМЕНЕНИЙ**

Рисунок 1 – Схема управления изменениями в холдинге

Механизмы реализации изменений необходимы для гибкого изменения устойчивых связей и реорганизации структуры холдинга. Подробная кластерная проработка позволит избежать конфликтов и оценивать риски, распределить ресурсы и функциональные обязанности, устранить сопротивления изменениям.

Список литературы:

1. Российский энциклопедический словарь. кн. 2: Н-Я / Под ред.: А. М. Прохорова – М.: Большая Российская энциклопедия, 2001. – 2015 с.
2. Товб А.С. Управление проектами: стандарты, методы, опыт / А.С. Товб, Г.Л. Ципес. – М.: ЗАО «Олимп-Бизнес», 2003. – 240 с.
3. Бородулин А.Н. Внутрифирменное управление, учет и информационные технологии: учебное пособие / А.Н. Бородулин, А.Ю. Заложнев, Е.Л. Шуремов. – М.: ЗАО «ПМСОФТ», 2006. – 340 с.
4. Бурков В.Н. Механизмы согласования корпоративных интересов / В.Н. Бурков, В.В. Дорохин, В.Г. Балашов. – М.: ИПУ РАН, 2002. – 73 с.
5. Санеев Б.Г. Методы и модели разработки региональных энергетических программ / Б.Г. Санеев, А.Д. Соколов, Г.В. Агафонов [и др.]. – Новосибирск: Наука, 2003. – 140 с.
6. Цветков А.В. Стимулирование в управлении проектами / А.В. Цветков. – М.: ООО «НИЦ «Апостроф», 2001. – 144 с.
7. Новичихин А.В. Диверсификационные процессы в угледобывающих регионах: монография / А.В. Новичихин, Т.В. Петрова, В.Н. Фрянов. – Новокузнецк: СибГИУ, 2005. – 188 с.
8. Орлов А.И. Теория принятия решений: учебник / А.И. Орлов. – М.: Изд-во «Экзамен», 2006. – 573 с.
9. Дедов О.А. Методология контроллинга и практика управления крупным промышленным предприятием: учебное пособие / О.А. Дедов. – «Альпина Бизнес Букс», 2008. – 240 с.
10. Фалько С.Г. Контроллинг для руководителя / С.Г. Фалько – М.: Институт контроллинга, 2006. – 196 с.
11. Новичихин А.В. Методические особенности проектного программирования развития предприятий ресурсного региона (на примере угольной отрасли) / А.В. Новичихин, А.Н. Уланкин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – № 3. – 2011. – С. 332-337.

УДК 338.45:622

## АНАЛИЗ ПЕРСПЕКТИВНОЙ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ УГЛЯ С УЧЕТОМ ВОЗРАСТАЮЩЕЙ РОЛИ ВОЗОБНОВЛЯЕМЫХ ЭНЕРГОРЕСУРСОВ В МИРОВОЙ ЭКОНОМИКЕ

***Дубовик Ю.В.***
***Сибирский государственный индустриальный университет»***
***г. Новокузнецк***

Угольная промышленность играет доминирующую роль в экономике Кемеровской области. Она имеет тесные взаимосвязи с другими секторами экономики, в том числе энергетикой, металлургией, химической и коксохимической промышленностью, и определяет экономическую и социальную стабильность в регионе.

Рост энергопотребления, происходящий в последние десятилетия, вызывает озабоченность мирового сообщества в связи с зависимостью современной экономики от энергоносителей, возможностью истощения ископаемых энергоресурсов, неравномерным их распределением, а также их влиянием на глобальные экологические проблемы. Эти факторы способствовали появлению новых возможностей использования возобновляемых источников

энергии (ВИЭ), а высокие темпы технологического развития и инвестиции подтолкнули удешевление соответствующих технологий. ВИЭ являются заменителями угля, используемого для энергетических целей и производства электроэнергии.

Поэтому, необходимо оценить перспективы ВИЭ и других энергоносителей для:

– анализа возможных изменений спроса и предложения на рынке угля;

– перспективных изменений цен на уголь;

– механизмов изменения конкурентных сил в отрасли;

– последствий этих изменений для экономики Кемеровской области;

– разработки сценариев экономического развития с учетом возможных тенденций.

Перспективы изменения конкуренции в отрасли, а также спроса и предложения, удобно оценить с помощью модели 5 сил Портера [1], которая соотносит конкуренцию в отрасли, барьеры входа в отрасль, влияние товаров-заменителей, влияние поставщиков и покупателей и рассматривает их во взаимодействии друг с другом (рисунок 1).

Рисунок – Силы, управляющие конкуренцией отрасли - «Пять сил М. Портера»

Перспективный анализ отрасли, в том числе товаров-заменителей, должен учитывать как прочие ископаемые энергоресурсы, так и альтернативные источники энергии.

К ископаемым энергоресурсам относятся уголь, нефть и природный газ, горючий сланец, торф, уран. Экологические проблемы, связанные с их использованием включают повышение концентрации парниковых газов в атмосфере, в том числе $CO_2$ при сжигании горючих полезных ископаемых и вторичных энергетических продуктов, загрязнение океана и почв при добыче и транспортировке нефти, риск радиоактивного загрязнения при использовании атомной энергии и т.д. В связи с техногенными катастрофами, имевшими место последние годы, эти проблемы особенно актуальны.

Использование возобновляемых источников энергии (ВИЭ), с одной стороны, экологически безопасно, с другой стороны, позволяет снизить зависимость от неравномерно распределенных ископаемых энергоресурсов, особенно нефти и газа, цены на которые подвержены значительным колебаниям.

К возобновляемым энергоресурсам относятся: гидроэнергия, солнечная энергия, сила ветра, биоэнергия, геотермальное тепло, энергия приливов и волн, океаническая термальная энергия. Гидроэнергия является наиболее значительным из возобновляемых источников энергии и имеется наибольший опыт ее использования. Доля электроэнергии, вырабатывае-

мой в России с использованием возобновляемых источников, в 2008 году составила около 1% без учета ГЭС мощностью свыше 25 МВт, а с учетом последних – свыше 17%. Удельный вес производства тепловой энергии, полученной на базе ВИЭ, был около 3% [2]. Другим наиболее значимым ВИЭ является твердая биомасса, в основном древесина, составляющая более 10% объема общемировых поставок первичной энергии или ¾ глобального объема поставок возобновляемой энергии [3].

С 1990 г. объем источников возобновляемой энергии в мире ежегодно возрастает в среднем на 1,7%, что несколько выше, чем темпы прироста общемирового объема поставок первичной энергии. Особенно высоки темпы роста для «новых» возобновляемых источников (ветровая и солнечная энергия), которые составляют в среднем 19% в год, причем большая часть прироста приходится на такие страны как Дания и Германия, имеющие большие программы использования энергии ветра [3].

Возобновляемые источники энергии кроме гидроэнергии, в-основном, считаются альтернативными, за исключением некоторых стран, где местные условия особенно благоприятны для использования ВИЭ. Например, наиболее интенсивное использование геотермальной энергии, в том числе для получения электроэнергии, в Исландии, Японии, Индонезии, Филиппинах, Новой Зеландии.

Интерес к использованию альтернативных источников энергии появился уже несколько десятилетий назад. Но только сейчас, благодаря развитию технологий стало возможным их экономически эффективное применение, хотя область их использования может быть ограничена какими-либо условиями.

Солнечная энергия является наиболее доступной в различных регионах мира, возможности ее использования не ограничиваются самыми солнечными регионами. Ее эффективное использование в России, например, возможно в Южных районах Сибири наряду с Северным Кавказом. Солнечную энергию можно преобразовать в тепловую энергию или в электричество. Однако, солнечная энергия доступна только в дневное время суток и ее использование будет ограничено до тех пор, пока не появятся надежные и недорогие технологии для ее хранения. Тем не менее, солнечная энергия очень эффективна в сочетании с традиционными энергоносителями, так как способна существенно снизить пиковые нагрузки в энергосетях [4].

Геотермальное тепло может быть использовано напрямую или для производства электроэнергии. Геотермальные источники имеют специфическую локализацию, но их преимуществом является стабильность и в энергосистемах на основе геотермального тепла загрузка производственных мощностей составляет 95%, т.е. они практически постоянно используются на полную мощность [4].

Использование ветряной энергии растет очень быстро. Начиная с 1990 года энергетические мощности для ее производства удваиваются каждые три с половиной года. За период с 1980 по 2004 год значительно упали затраты на ее производство энергии из ветра благодаря значительному увеличению мощности оборудования с 55 кВт до 1МВт и больше. Себестоимость ветряной энергии зависит от многих факторов, в т.ч. особенностей рельефа, местных затрат труда и транспортных затрат, условий финансирования. Важным фактором, влияющим на себестоимость, является скорость ветра. Например, при увеличении скорости ветра с 6 м/с до 9,75 м/с себестоимость 1 МВтч снижается в 2,5 раза: с $200-$125 до $84-$53 [4].

Несмотря на заметный прогресс в развитии технологий использования ВИЭ, ископаемые энергоресурсы удовлетворяют 80% спроса на энергоносители. По существующим прогнозам [3], такая ситуация сохранится приблизительно до 2030 года. Пройдет несколько десятилетий, прежде чем доля ВИЭ в общем энергопотреблении станет существенной.

Следует также обратить внимание, что применение ВИЭ способно снизить барьеры для входа в отрасль, если рассматривать энергетику в-целом, и увеличить конкуренцию за счет возможностей установки модулей и электростанций небольшой мощности для удовлетворения локальных потребностей при сравнительно низких капитальных затратах. Ухудше-

ние экологической ситуации способно повлиять на изменение законодательства и нормативно-правовой базы.

Уголь является наиболее значимым ресурсом в структуре мирового энергопотребления. Например, в мировом производстве электроэнергии доля угля составляет 41% и к 2030 году должна увеличиться до 44% [2].

Извлекаемые запасы угля имеются в 75 странах и уголь играет важную роль в удовлетворении спроса на энергоносители и обеспечении надежности поставок. Запасы угля более обширны и экономичны при добыче по сравнению с нефтью и газом [4].

С экологической точки зрения, использование ископаемых энергоресурсов приводит к выбросам парниковых газов. Однако, ведутся разработки, направленные на снижение выбросов парниковых газов, в том числе $CO_2$. Такие технологии, связанные с использованием угля, позволяющие улавливать, хранить и использовать углекислый газ, являются экономически целесообразными и способны оказать существенное влияние на сокращение выбросов парниковых газов и стабилизации их концентрации в атмосфере.

Анализ приведенной информации позволяет сделать следующие выводы.

Значительный рост спроса на энергоносители не позволяет пока говорить о возможном сокращении в ближайшей перспективе спроса на уголь и другие ископаемые энергоносители. Даже быстрый рост использования ВИЭ не позволяет говорить об изменении структуры спроса в перспективе нескольких десятков лет, скорее компенсирует дальнейший рост энергопотребления.

Среди ископаемых энергоресурсов уголь является более эффективным с экологической точки зрения, т.к. в настоящее время доступны экономически эффективные технологии, позволяющие снизить выбросы парниковых газов.

В отдаленной перспективе (более 30-50 лет) при дальнейшем удешевлении «новых» ВИЭ возможно усиление конкуренции с углем и снижение спроса на уголь со стороны энергетики. Возможно, уголь сохранит свою значимость в локальном масштабе, но снизится его доля в ВРП и объеме регионального экспорта.

Чтобы минимизировать возможные негативные эффекты от снижения потребности в угле необходимо извлекать и использовать уголь максимально эффективно и рационально пока он является востребованным на мировом рынке и способен оказать благоприятное влияние на региональный экономический рост, капитализацию экономики, стать основой для диверсификации экономики посредством инвестирования доходов трудящихся и угольных предприятий в другие отрасли экономики, развитие человеческого капитала.

Однако, развитие углехимических технологий способно реанимировать спрос на уголь и удлинить его жизненный цикл.

*Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации. Государственный контракт № 16.740.11.0410.*

Список литературы

1. Портер М. Конкуренция: пер. с англ.: уч. пос / М. Портер. - М.: Вильямс, 2001. – 495 с.
2. Министерство энергетики Российской Федерации. – 2011. : [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http:\\www.minenergo.gov.ru
3. Руководство по энергетической статистике // Международное энергетическое агентство. – Paris: OECD/IEA, 2010. : [Электронный ресурс]. – URL: http:\\www.iea.org\publications
4. 2010 Survey of Energy Resources // World Energy Council – London, 2010. : [Электронный ресурс]. – URL: http:\\www.worldenergy.org
5. 2010 Key World Energy Statistics // International Energy Agency. – Paris: OECD/IEA, 2010. : [Электронный ресурс]. – URL: http:\\www.iea.org\publications

УДК 338.45:622

# ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТЬ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ УГЛЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

***Дубовик Ю.В.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Актуальность рационального использования энергоресурсов для мировой экономики в целом связана с общемировым ростом энергопотребления. В ближайшие десятилетия этот рост будет продолжаться, в том числе из-за того, что более четверти мирового населения не имеют доступа к коммерческим энергоресурсам [1]. Ожидается, что потребление угля вырастет более чем на 60% к 2030 году и этот рост произойдет на 97% за счет развивающихся стран и на 85% только за счет Индии и Китая. Уголь является наиболее стабильным, надежным и доступным энергоресурсом в отличие от нефти и газа, цены на которые подвержены значительным колебаниям [1].

С экологической точки зрения, использование ископаемых энергоресурсов приводит к выбросам парниковых газов. Однако, ведутся разработки, направленные на снижение выбросов парниковых газов, в том числе $CO_2$. Такие технологии, связанные с использованием угля, позволяющие улавливать, хранить и использовать углекислый газ, являются экономически целесообразными и способны оказать существенное влияние на сокращение выбросов парниковых газов и стабилизации их концентрации в атмосфере [1]. Использование атомной энергии не приводит к выбросам парниковых газов, однако связано с риском радиационного заражения, что подтверждается аварией на АЭС «Фукусима 1» в Японии. При этом радиационное заражение связано с еще большим ущербом для здоровья человека и экологии. Поэтому использование угля с точки зрения экологии предпочтительнее в отличие от использования нефти, природного газа и атомной энергии.

В условиях Российской экономики местная ресурсная обеспеченность не стимулирует недропользователей к максимально возможному извлечению полезного ископаемого. Потери угля при подземной разработке месторождений в среднем в Кузбассе составляют около 50%. Однако, рациональное использование ресурсов, особенно невозобновляемых минеральных ресурсов, к которым относится уголь, является одним из стратегических приоритетов [2].

Государство, являясь собственником недр, заинтересовано в рациональном использовании минеральных ресурсов, т.к. это решает ряд экономических и социальных задач. Во-первых, повышение энергетической и экологической безопасности российской экономики и энергетики в соответствии с Энергетической стратегией России на период до 2030 года. Во-вторых, увеличение добычи угля, что обеспечивает возможность роста в других отраслях, являющихся потребителями данной продукции, и рост ВВП в-целом. В-третьих, снижение потребности в увеличении затрат на геологоразведку. В-четвертых, обеспечение занятости, заработной платы и социальной стабильности в регионах, экономика которых традиционно связана с добычей полезных ископаемых. Например, в Кузбассе разведанные запасы угля сокращаются, а экономика региона по-прежнему сильно зависит от угольной промышленности даже при существующей тенденции к диверсификации экономики. В-пятых, рост доходов населения и недропользователей за счет прибыли и заработной платы приведет к росту накоплений и покупательной способности населения, а также инвестиций в различные сектора экономики, в том числе малое и среднее предпринимательство, инновационные предприятия, что способно увеличить капитализацию и усилить диверсификацию экономики, снизить ее зависимость от добывающих отраслей.

Поэтому, задача снижения потерь угля в недрах является актуальной как с экономической, так и экологической точек зрения. Более того, имеющаяся потребность в снижении потерь угля подтверждается примерами возобновления добычи на законсервированных по разным причинам предприятиях, в том числе в период реструктуризации отрасли. Например,

шахта «Карагайлинская» ликвидирована по причине низкой рентабельности при действующих в конце прошлого столетия ценах на уголь, шахты «Зыряновская» и «Тайжина» – после крупных аварий. При росте цен на рынке оказалось, что отработка законсервированных запасов может быть рентабельной. Для этого восстанавливается шахта «Карагайлинская», запасы шахты «Тайжина» вскрыты выработками с горного отвода шахты «Осинниковская» и отрабатываются, запасы шахты «Зыряновская» вскрыты и подготовлены горными выработками, пройденными с горного отвода шахты «Абашевская».

Потери при подземной разработке пластовых месторождений классифицируются на общешахтные и эксплуатационные потери. Общешахтные потери включают потери в непредусмотренных к отработке охранных целиках; под зданиями и сооружениями; около шахтных стволов, шурфов, буровых и дегазационных скважин; в барьерных междушахтных целиках; под водоемами, природными заповедными объектами; под железнодорожными линиями, ЛЭП; под нефте- и газопроводами, водопроводами.

Эксплуатационные потери делятся на потери полезного ископаемого в массиве и потери отделенного от массива полезного ископаемого. Потери полезного ископаемого в массиве включают потери в междупанельных и междуэтажных целиках, в целиках внутри выемочного участка (панели, яруса, столба), в почве (кровле) пласта, в местах выклинивания и на флангах выемочного участка, между выемочными слоями, в подработанных пластах; в целиках пожарных, газоопасных, затопленных, заиленных участков; в целиках у геологических нарушений и опасных зон. Потери отделенного от массива полезного ископаемого включают потери в подготовительных, очистных забоях при совместной выемке и смешивании с вмещающими породами; оставленного в выработанном пространстве: на почве и в закладке; в местах обрушений, завалов в пожарных и затопленных участках; в местах погрузки, складирования, сортировки, на транспортных путях шахты.

Наиболее критическая ситуация в угольной отрасли Кузбасса сложилась при отработке склонных к самовозгоранию пластов мощностью более 4 м. В соответствии с требованиями "Правил безопасности в угольных шахтах" вскрытие, подготовка, отработка таких пластов должна производиться через полевые выработки. Почти на всех шахтах Кузбасса в т.ч. Ерунаковского района, Алардинского, Томь-Усинского отработка пластов производится или слоями с оставлением слоевой пачки 1-2 м, или одним слоем с оставлением подкровельной пачки мощностью до 2 м. Это приводит к разрушению и оставлению в выработанном пространстве разрыхленного, склонного к самовозгоранию угля. При инкубационном периоде самовозгорания угля 50-60 суток происходит его окисление в выработанном пространстве, появляется СО и возникает необходимость изоляции выемочного участка. Вследствии возникновения эндогенного пожара возникает необходимость его тушения, на что требуется 2-3 года.

В описанной технологии возникают следующие источники потерь угля: в потолочных и межслоевых пачках 15-20% промышленных запасов выемочного участка; в природоохранных целиках для изоляции очага эндогенного пожара. Потерям полезного ископаемого сопутствуют следующие экономические потери: от неиспользованных промышленных запасов, на которые осуществлены затраты на вскрытие, подготовку; затраты на проведение противопожарных мероприятий; затраты, связанные со снижением добычи предприятий; замораживание капитальных вложений на 2-3 года в связи с необходимостью тушения эндогенного пожара; возможными затратами на ликвидацию экзогенного пожара, возникающего в пройденных по углю горных выработках.

На практике выбор определенных технологических решений может производиться по критериям максимизации себестоимости угля или капитальных затрат, а также наличия оборудования. Более подробный анализ затрат, учитывающий упущенную выгоду от потерь угля, простоев и затрат, связанных с ликвидацией аварийных ситуаций обычно не производится. Следовательно, важно подробно проанализировать и оценить механизмы изменения затрат и совокупные затраты, связанные с возможностью увеличения коэффициента извлечения полезного ископаемого.

Часть потерь полезного ископаемого можно сократить за счет использования более эффективных технологических решений, в том числе систем разработки, выемочного оборудования, а также оптимизируя расположение объектов поверхностного комплекса и капитальных выработок шахты на стадии их проектирования. Например, поверхностные сооружения можно размещать таким образом, чтобы в целиках оставлять запасы худшего качества или некондиционные или размещать, по возможности, там, где уже имеются или должны быть охранные целики.

Часто более полное извлечение полезного ископаемого возможно за счет некоторого снижения производительности или роста затрат, например, выемка угля с закладкой выработанного пространства или использование дорогостоящей техники, позволяющих эффективнее работать в сложных горно-геологических условиях или производить выемку более мощных пластов, сокращая потери в кровле и почве пласта и т.д. Такие затраты могут быть оправданными до определенной степени. К тому же, не всякие потери можно снизить. Возможности сокращения потерь полезного ископаемого зависят от этапа жизненного цикла горного предприятия и способа снижения потерь (таблица 1).

Таблица 1 – Возможности увеличения коэффициента извлечения угля в зависимости от этапа жизненного цикла горного предприятия и способа снижения потерь

| Способы снижения потерь | Этап жизненного цикла горного предприятия | | | |
|---|---|---|---|---|
| | ТЭО и проектирование горного предприятия | строительство горного предприятия | эксплуатация горного предприятия | возобновление горных работ после консервации/ ликвидации |
| Оптимизация размещения целиков | Возможно | В зависимости от стадии строительства | Невозможно | Невозможно (проблематично) |
| Оптимизация последовательности отработки пластов | Возможно | Возможно | В зависимости от доли извлеченного полезного ископаемого в запасах горного отвода | В зависимости от доли извлеченного полезного ископаемого в запасах горного отвода |
| Выбор систем разработки с минимальными потерями | Возможно | Возможно | В зависимости от доли извлеченного полезного ископаемого в запасах горного отвода | В зависимости от доли извлеченного полезного ископаемого в запасах горного отвода |
| Техническое перевооружение | Возможно | Возможно | В зависимости от доли извлеченного полезного ископаемого в запасах горного отвода | В зависимости от доли извлеченного полезного ископаемого в запасах горного отвода |
| Выемка угля с полной или частичной закладкой выработанного пространства | Возможно | Возможно | Возможно | Возможно |

Анализ этих сведений позволяет сделать вывод о том, что на стадиях технико-экономического обоснования (ТЭО), проектирования и строительства горных предприятий

имеется больше возможностей для снижения потерь с минимальными дополнительными затратами, а следовательно, мероприятия, направленные на снижение потерь, дадут больший экономический эффект.

Поэтому, одним из критериев качества проекта строительства горного предприятия должен быть критерий минимума общих потерь.

Различные способы снижения потерь по-разному влияют на затраты. С целью анализа влияния затрат на прибыль и выручку, их удобно группировать на переменные и условно-постоянные [3]. Аналогичным образом целесообразно группировать затраты, необходимые для снижения потерь (таблица 2).

Таблица 2 – Влияние способов снижения потерь на затраты

| Способы снижения потерь | Изменение затрат |
|---|---|
| Оптимизация размещения целиков | Не влияет, либо увеличение затрат является минимальным по сравнению с прочими способами сокращения потерь |
| Оптимизация последовательности отработки пластов с обеспечением выемки всех кондиционных пластов | Может увеличить затраты только при отработке более тонких пластов при снижении производительности |
| | Может снизить затраты за счет удельных капитальных затрат |
| Техническое перевооружение | Увеличивает условно-постоянные затраты за счет роста амортизационных отчислений |
| | Возможно сокращение части постоянных и переменных затрат за счет роста производительности |
| Выбор систем разработки с минимальными потерями, в том числе выемка угля с полной и частичной закладкой выработанного пространства | Увеличивает условно-постоянные затраты, например, коммуникации, необходимые для доставки материалов |
| | Увеличивает переменные затраты (например, материалы для закладки выработанного пространства) |

В совокупности, мероприятия, направленные на снижение потерь могут изменять затраты по следующим основным направлениям:

- увеличивать переменные затраты;
- увеличивать условно-постоянные затраты;
- увеличивать удельные постоянные затраты на 1 т за счет снижения производительности и объема выпуска при их неизменной величине в расчете на весь объем выпуска.

В ряде случаев затраты могут увеличиваться по нескольким направлениям одновременно, например, при выемке угля с закладкой выработанного пространства растут и переменные, и условно-постоянные затраты.

Также следует отметить, что на стадии эксплуатации и возобновления горных работ после консервации на горном предприятии уже имеются капитальные выработки и коммуникации, обеспечивающие доступ к полезному ископаемому, а следовательно, постоянные затраты на 1 тонну или удельные постоянные затраты могут снизиться, в том числе удельные инвестиционные затраты.

С точки зрения недропользователя, увеличение коэффициента извлечения полезного ископаемого целесообразно до тех пор, пока затраты на 1 т, а именно предельные затраты, оказываются меньше рыночной цены угля, т.е. увеличение добычи позволяет получить дополнительную прибыль. Поэтому, недропользователь максимизирует прибыль при том объеме производства, когда предельная выручка равна предельным издержкам.

Определение оптимальных величин объема добычи и коэффициента извлечения полезного ископаемого является актуальной задачей и должно быть основано на оценке пре-

дельных издержек на основании анализа переменных и постоянных затрат при различных стратегиях освоения участка месторождения.

*Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации. Государственный контракт № 16.740.11.0410.*

Список литературы

6. 2010 Survey of Energy Resources // World Energy Council – London, 2010. : [Электронный ресурс]. – URL: http:\\www.worldenergy.org

7. РФ. Правительство. Энергетическая стратегия России на период до 2030 года, Пост. от 13 ноября 2009 г. №1715-р : [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http:\\www.energystrategy.ru

8. Кушнеров Ю.П. Управление затратами на угольных шахтах: учебное пособие / Ю.П. Кушнеров, А.И. Нифонтов, Т.В. Петрова. – Новосибирск: АНО «Редакция журнала «ЭКО»», 2004. – 159 с.

УДК 622.013 (571.17)

## ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ НАПРАВЛЕНИЙ ПО ИННОВАЦИОННОМУ РАЗВИТИЮ ТАШТАГОЛЬСКОГО РУДНИКА

***Медведев Б.Н., Краскина Ю.Д.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Таштагольский рудник переживает не лучшие времена, поэтому управление инновациями осуществляется бессистемно. Одной из важнейших проблем в инновационной деятельности является проблема организации этой деятельности, т.е. проблема управления. Большое значение приобретает качество управления. Квалификация менеджера, руководителя становится важнейшим фактором обеспечения эффективности инновационного процесса. В этой ситуации от менеджера требуется виртуозное владение всем набором инструментов управления.

Как правило, проблема качественного управления решается за счет привлечения высококвалифицированных менеджеров со стороны и постоянного обучения персонала. Однако здесь возникают проблемы иного плана — все больше ощущается нехватка управленцев высокого уровня, к тому же они весьма дороги.

Также на руднике достаточно давно не обновлялось оборудование - это в перспективе не может не отразиться на производительности труда и получении прибыли.

Целью работы в данном случае является: технико-экономическое обоснование направлений по инновационному развитию Таштагольского рудника.

Для выявления недостатков на предприятии был проведен комплексный анализ технико-экономических показателей.

Анализ производства и реализации продукции показал, что на предприятии имеется положительная динамика роста объема продукции и ее реализации. Анализ динамики роста цены и себестоимости показывает, что происходит снижение цены на 1,83% одновременно с ростом себестоимости на 6,72%. Цена в отчетном периоде ниже, чем в плановом в связи со снижением качества продукции. Это является отрицательным фактором.

Также был проведен анализ использования основных фондов предприятия

Результаты анализа использования основных фондов приведены в таблице 1.

Данные таблицы свидетельствуют об «устаревании» основных фондов на предприятии, не достаточном их обновлении. Коэффициент выбытия (4,04%) превышает почти в три раза коэффициент обновления (1,64%). Коэффициент прироста показывает, что стоимость

основных фондов на конец периода снизилась по сравнению с началом периода на 2,45%. Ввод основных фондов не покрывает выбытие фондов. Об этом свидетельствует коэффициент покрытия, который равен 39,52%. Именно по этим причинам для Таштагольского рудника ОАО «Евразруда», проблема управления инновационным развитием является особенно актуальной.

Таблица 1 - Показатели обновления основных фондов

| Квв, % | Кв, % | Кпр, % | Кп, % |
|---|---|---|---|
| 1,64 | 4,04 | 97,55 | 39,5 |

В результате проведенных исследований были выявлены недостатки в неграмотном обновлении основных фондов на Таштагольском руднике. Поэтому, для улучшения работы предприятия разработан следующий комплекс мероприятий:

- внедрение эффективной структуры по инновационному управлению;
- внедрение новой техники;
- внедрение эффективной технологии подготовки блока №2 Юго-восточного участка в этаже (+70)-:-(+140)м за счет использования дренажных выработок для сбора бурового шлама вместо горизонта подсечки;
- использование схемы встречного инициирования скважинных зарядов при проведении массовых взрывов;
- применение ВКЗ (воздушно камерных зарядчиков) при подготовке блоков.

Во-первых, предлагается создание эффективной системы управления инновациями, соответствующей основным принципам построения такой системы, а также необходимость поиска и внедрения новых форм и методов управления, требует создания на предприятии особого отдела по управлению инновациями. Деятельность такого отдела должна быть направлена на разработку новых инноваций, решения задач улучшения экономической деятельности на предприятии.

Во-вторых, возможно внедрение новой техники, с помощью которой повысится производительность труда:

а) Вентилятор шахтный, местного проветривания ВМЭ-6 осевой с электрическим приводом, одноступенчатый, взрывобезопасного исполнения, предназначен для проветривания тупиковых горных выработок в шахтах, включая опасные по газу и пыли, при плотности воздуха до 1,3 кг/м$^3$, при температуре от -20°С до +35°С, запыленности до 50 мг/м3 и относительной влажности до 95% (при температуре +25°С).

б) Станок буровой БП-100 (альтернатива НКР-100) предназначен для бурения взрывных скважин и скважин вспомогательного назначения в породах крепостью 6-18 по шкале проф. Протодьяконова в подземных горных работах.

в) Анализатор качества руды АКР-2Н. На сегодняшний день ОТК использует геофизическую аппаратуру РИМВ-1 для определения содержания железа в сырой руде в шахте и на бункерах ДОФ. Приборы РИМВ-1 были приобретены Таштагольским рудником в 1974 году и затем 2 шт. в 1982 году. При эксплуатации более 20 лет аппаратуры РИМВ-1, она практически перестала отвечать требованиям точности определения содержания железа, не подлежат ремонту из-за отсутствия запчастей. Альтернативу аппаратуре РИМВ-1 составляют новые приборы АКР (анализатор качества руды), которые отвечают современным требованиям, просты в эксплуатации.

г) Центробежный компрессор ЦК-135/8М. Согласно проведенного анализа работы компрессорной станции установлено, что при работе двух турбокомпрессоров ЦТК-275/9 в течение суток в общей сложности 11 часов происходит максимальное потребление сжатого воздуха. В это время давление воздуха на компрессорной падает до 5,5 кГс/см$^2$, а в удаленных забоях шахты до 4 кГс/см$^2$ . Для нормальной работы потребителей сжатого воздуха необходимо, чтобы в часы максимального расхода работало 3 турбокомпрессора. В выходные

дни и в пересменки один турбокомпрессор будет разгружен полностью, второй на 50%. Частые остановки турбокомпрессоров ЦТК-275/9 запрещаются «Инструкцией по эксплуатации ….». Так же 3-ий турбокомпрессор загружен в часы максимального расхода сжатого воздуха не более 50%, целесообразно использовать менее производительный компрессор типа ЦК 135/8М производства АООТ завод «Николаевэнергомаш».

д) Светодальномер TRY Pyls, являясь оптическим прибором следующего поколения, не требует установки отражателя, что позволяет использовать его при замере расстояний до недоступных мест (дно и борта воронки обрушения).

е) Счетчики расхода сжатого воздуха. Новый прибор (расходомер) VA 400 для измерения расхода сжатого воздуха и газов в корпусе, устойчивом против механических повреждений, с дисплеем или без дисплея с мгновенным определением расхода в $м^3$/час и счётчиком в $м^3$. Преимущества: интегрированный дисплей для $м^3$/час и $м^3$; шкала глубины для точного монтажа; применяется в диапазоне от ½" до 12" (DN 300); простой монтаж под давлением; аналоговый выход от 4 до 20 мА для $м^3$/час или $м^3$/мин; импульсный выход для $м^3$; внутренний диаметр, устанавливаемый при помощи клавиатуры; счётчик расхода, допускающий сброс (обнуление).

Третье предлагаемое мероприятие состоит в изменении технологии подготовки блока №2 Юго-восточного участка в этаже (+70)-:-(+140)м за счет использования дренажных выработок для сбора бурового шлама вместо горизонта подсечки.

В результате использования данного мероприятия сокращается объем проходки нарезных выработок на уровне горизонта подсечки на 996$м^3$ за счет уменьшения их сечения, уменьшается бурение горизонтальных скважин на 3936 м. За счет увеличения глубины нисходящих скважин объем бурения по основному массиву увеличивается на 2230м.

В четвертом мероприятии рекомендуется использование схемы встречного инициирования скважинных зарядов при проведении технологических и специальных массовых взрывов. Схема встречного инициирования скважинных зарядов с применением СИНВ-Ш позволит исключить прокладывание ДШ по скважинам, улучшить работу скважинных зарядов

Пятое, предлагаемое мероприятие состоит в применении ВКЗ при подготовке блока №9.

В результате использования ВКЗ в блоке №9 произойдет снижение объема бурения глубоких скважин на 7000 м.

Экономический эффект за вычетом затрат составит 1602,356 тыс. руб.

При внедрении мероприятий получен годовой экономический эффект в размере 12 385 тысяч рублей.

Таким образом, внедряемые мероприятия позволяют предприятию усовершенствовать инновационное развитие на предприятии, снизить затраты и повысить отдачу от используемых ресурсов предприятия

УДК 622.33:336.226.4

## НОВЫЙ ПОРЯДОК ИСЧИСЛЕНИЯ НАЛОГА НА ДОБЫЧУ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПРИ ДОБЫЧЕ УГЛЯ

***Смирнова С.А.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

В последнее время Президентом РФ ставилась актуальная проблема налогообложения добычи твердых полезных ископаемых и в первую очередь угля в части, касающейся перехода на взимание налога на добычу полезных ископаемых (НДПИ) при добыче угля.

С 01.04.2011 г. изменен порядок исчисления НДПИ при добыче угля:

– установлены специфические налоговые ставки, дифференцированные в зависимости от вида угля и отдельных условий его добычи;

– снижены ставки НДПИ в отношении участков недр с высокой метанообильностью и склонностью угля к возгоранию в целях стимулирования инвестиций в модернизацию производства и обеспечения безопасности на таких участках;

– изменен порядок определения налоговой базы при добыче угля – как количество добытых полезных ископаемых в натуральном выражении.

В таблице 1 приведены изменения исчисления налога на добычу полезных ископаемых при добыче угля после 01.04.2011.

Таблица 1 – Начисление налога на добычу полезных ископаемых

| Показатели | До 01.04.2011 | После 01.04.2011 |
|---|---|---|
| Виды добытого полезного ископаемого (п.2 ст.337 НК РФ) | 1) Антрацит, уголь каменный, уголь бурый и горючие сланцы<br>2) Торф | Выделение видов добытого полезного ископаемого отражает наличие принципиально различных рынков угля с кратно отличающимся уровнем цен:<br>1) Горючие сланцы<br>2) Уголь (в соответствии с классификацией, установленной Правительством РФ):<br>антрацит;<br>уголь коксующийся;<br>уголь бурый;<br>уголь (за исключением антрацита, угля коксующегося и угля бурого).<br>3) Торф |
| Налоговый период | Календарный месяц по каждому добытому полезному ископаемому | Календарный месяц по каждому добытому полезному ископаемому (п.2 ст. 343 НК РФ) |
| Порядок исчисления НДПИ | 4% от объема добычи по цене реализации угля | Произведение соответствующей налоговой ставки (руб./т) на количество добытого угля (т) |
| Порядок определения количества добытого полезного ископаемого (налоговой базы) | Налоговая база по НДПИ определяется налогоплательщиком самостоятельно прямым (с помощью применения измерительных средств и устройств) или косвенным методом (расчетным), по данным о содержании добытого полезного ископаемого (в том числе полезных компонентов, извлекаемых из недр попутно при добыче угля) | Порядок установлен ст.339 НК РФ, которая остается без изменений. При этом основой ее определения должны стать данные государ-ственного баланса запасов полезных ископаемых, представ-ляемые в налоговую службу органами управления государственным фондом недр, с учетом сведений полученных от органов, осуществляющих контроль и надзор в сфере природо-пользования |
| Изменение налоговой ставки | При добыче угля каменного, угля бурого, антрацита и горючих сланцев применялась налоговая ставка в размере 4% (п.2 ст.342 НК РФ) | Для каждого вида угля устанавливаются специфические ставки:<br>4% при добыче горючих сланцев; 47 руб. за 1 т добытого антрацита;<br>57 руб. за 1 т добытого угля коксующегося; |

| Показатели | До 01.04.2011 | После 01.04.2011 |
|---|---|---|
| | | 11 руб. за 1 т добытого угля бурого;<br>– 24 руб. за 1 т добытого угля (за исключением антрацита, угля коксующегося и угля бурого) |
| Применение коэффициентов- дефляторов | Индексирование налоговых ставок не проводилось | Ежеквартальное автоматическое индексирование налоговых ставок в соответствии с фактически сложившимся уровнем цен на уголь |
| Исчисление суммы налога | Определяется общая сумма НДПИ по добытому на всех участках недр конкретному полезному ископаемому. Затем данная сумма налога распределяется в бюджет по месту нахождения налогоплательщика | Сумма налога исчисляется по каждому участку недр, на котором осуществляется добыча полезного ископаемого (угля), в отдельности в бюджет по месту нахождения каждого участка недр, предоставленного налогоплатель-щику |
| Учет расходов, связанных с обеспечением безопасных условий и охраны труда при добыче угля | Не предусматривалось право налогоплательщика – применение налогового вычета при расчете НДПИ по углю | Предусмотрен налоговый вычет при расчете НДПИ по углю (уменьшение суммы налога на сумму экономически обосно-ванных расходов, понесенных в налоговом периоде и связанных с обеспечением безопасных условий и охраны труда при добыче угля на данном участке недр). Если не учтен налоговый вычет, то соответствующие расходы учитываются при исчислении налога на прибыль (гл. 25 НК РФ) |

Установлен порядок, в соответствии с которым налогоплательщики получают право на применение налогового вычета в сумме расходов, связанных с обеспечением безопасных условий и охраны труда при добыче полезного ископаемого. Порядок уменьшения суммы НДПИ на расходы, связанные с обеспечением безопасных условий и охраны труда, прописан в новой ст. 343.1 НК РФ. Кроме того, в ст. 325.1, дополнившей гл. 25 НК РФ, определен порядок учета указанных расходов.

Для целей налогообложения в учетной политике подлежит закреплению:

–выбранный метод определения количества добытого полезного ископаемого применяется в течение всей деятельности по добыче полезного ископаемого; изменение сделанного выбора можно только путем внесения изменений в технический проект разработки месторождения полезных ископаемых в связи с изменением применяемой технологии их добычи;

– выбранный порядок признания расходов, связанных с обеспечением безопасных условий и охраны труда при добыче угля, и может быть изменен не чаще одного раза в пять лет;

– значение коэффициента Кт, учитываемого степень метанообильности участка недр, а также склонности угля к самовозгоранию в пласте на участке недр, на котором осуществляется добыча угля (ст.343.1 НК РФ) не более 0,3 для каждого участка недр.

Предельная величина налогового вычета будет рассчитываться налогоплательщиком самостоятельно как произведение суммы налога, исчисленного при добыче угля на каждом участке недр за налоговый период, и коэффициента Кт и не может быть более 30% от первоначально исчисленной суммы налога.

Сумма превышения фактических расходов над предельной величиной налогового вычета может быть учтена при определении налогового вычета в течение 36 налоговых периодов после налогового периода, в котором такие расходы были осуществлены (понесены) плательщиком (п.4 ст. 343.1 НК РФ).

По перечню, устанавливаемому Правительством РФ, в налоговый вычет включаются следующие виды расходов, осуществленных (понесенных) налогоплательщиком и связанных с обеспечением безопасных условий и охраны труда при добыче угля по каждому участку недр:

– материальные расходы, определяемые в порядке, предусмотренном гл. 25 НК РФ;

– расходы на приобретение и создание амортизируемого имущества;

– расходы, осуществленные (понесенные) в результате достройки, дооборудования, реконструкции, модернизации и технического перевооружения объектов основных средств.

Не предусмотрено включение в состав расходов налогоплательщика:

– затрат на оплату труда,

– прочих расходов (в соответствии со ст. 264 НК РФ).

Существенное изменение порядка исчисления налога на добычу полезных ископаемых при добыче угля с 01.04.2011г. ведет к изменению учетной политики для целей налогообложения на 2011 год за короткий период. В связи с этим необходимо изучить нормативные правовые акты:

– классификацию видов углей в целях обложения НДПИ;

– порядок определения коэффициента-дефлятора, учитывающего изменение цен на уголь;

– порядок определения коэффициента Кт, учитывающего степень метанообильности участка недр, на котором осуществляется добыча угля, и склонность угля к самовозгоранию в пласте на данном участке недр;

– перечень видов затрат налогоплательщика, осуществленных (понесенных) в связи с обеспечением безопасных условий и охраны труда при добыче угля, учитываемых при определении налогового вычета;

– порядок представления сведений органами управления государственным фондом недр, а также органами, осуществляющими контроль и надзор в сфере природопользования.

УДК 622:338

## ОСНОВНЫЕ АСПЕКТЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ (НА ПРИМЕРЕ УГЛЯ)

***Франк Е.Я.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Катастрофические события в Японии в 2011 году и последующая на это реакция стран на территории которых расположены атомные электростанции, свидетельствуют о вероятности снижения доли атомной энергетики в мировом энергетическом балансе. Так как запасы нефти и газа по оценкам отдельных экспертов, стремительно сокращаются в доступных для их добычи территориях, то основным альтернативным источником замещения доли атомной энергетики является уголь. Из слов академика А.Э Конторовича нерационально рассматривать уголь только как топливо. Сегодня к углю следует относиться, прежде всего, как к сырью для получения химических продуктов с высокой добавленной стоимостью, особенно когда ставится вопрос о модернизации экономики России [1].

Российская Федерация занимает второе место по запасам и пятое место после США, Китая, Австралии и Индии по объёму добычи угля (более 320 млн т в год). При существующем уровне добычи угля его запасов хватит более чем на 550 лет. В России, в отличие от большинства стран, уголь является стратегическим национальным достоянием. Необходимо

эффективно развивать сырьевую базу угольной отрасли и рационально осуществлять недропользование [2]

В начале рыночных реформ в России на некоторое время государство выпустило из рук стратегическое управление природно-ресурсным комплексом. Это обернулось застоем национального природно-ресурсного потенциала, развалом геологической отрасли, а также рядом других негативных последствий. Поэтому возникла необходимость регулирующего воздействия государства на хозяйственные процессы в целом и на недропользование в частности [3].

В настоящее время активное недропользование – одно из направлений социально-экономического развития российских регионов и всей страны. Освоение недр предприятиями приводит к развитию региона в целом. А именно, происходит масштабное освоение территорий, которое изменяет традиционные устои жизни людей. Создаются рабочие места, сокращается безработица.

Государство должно осуществить преобразования, исключающие неэффективное недропользование; создать экономические механизмы комплексного решения задач рационального использования недр, охраны и воспроизводства минерально-сырьевых ресурсов. Всё это создаст предпосылки для перехода к устойчивому развитию экономики России. Таким образом «необходимо создать социально-экономический механизм рационального освоения недр, в том числе механизм рационального освоения угольных месторождений, совокупность правовых и экономических норм, обеспечивающих рациональное освоение минеральных ресурсов на основе учёта социальных, экологических и технологических факторов государство тем самым создаёт предпосылки для повышения качества жизни людей, проживающих на данной территории, и как следствие оказывает поддержку региона в целом» [4]. Освоение новых месторождений угля возможно осуществлять только на условиях государственно-частного партнёрства [1].

На сегодняшний день большая часть добывающих предприятий не обладает достаточным производственно-техническим потенциалом, способным обеспечить конкурентоспособность предприятий. В процессе производства используются неконкурентоспособные технологии, что обусловлено недостаточным инвестиционным потенциалом для воспроизводства основных фондов, отсутствием необходимых средств на геологоразведочные работы. Всё это показывает, что государственное регулирование процессов освоения недр просто необходимо.

Для обеспечения промышленной безопасности отрасль нуждается в коренной модернизации. Сегодня востребованы инвестиции на весь жизненный цикл работы предприятия. Это и инфраструктура, необходимая для деятельности предприятия, в том числе транспортная, это и горнокапитальные работы, это и новое оборудование.

Помимо проблем, связанных с недостатком инвестиционных средств, у угледобывающих предприятий много проблем обусловленных отсутствием комплексного подхода к воспроизводству минерально сырьевой базы, к формированию участков для передачи их недропользователям.

Также нужно отметить, что действующее законодательство предоставляет возможность уточнения границ горного отвода лишь единожды, после разработки технического проекта и получения на него положительного заключения государственной экспертизы.

Таким образом, нет единого подхода при формировании перечня участков, подлежащих лицензированию, нерационально осуществляется планировка шахтных полей, необоснованно определяются границы горных отводов, что способствует высоким потерям полезного ископаемого. Необходимо внести соответствующие изменения в законодательство, разрешив процедуру приобретения примыкающих участков без конкурсов и аукционов в определённых случаях. Например, после объединения полей шахт ОАО «УК «Южкузбассуголь» «Осинниковская» и «Тайжина» между ними остался узкий участок нераспределённого фонда недр, который не позволяет рационально расположить выемочные участки в пределах выемочных полей. В связи с этим необходимо оформление лицензии на данный нераспреде-

лённый участок недр. Сбор необходимых документов и прочие задержки тормозят работу шахты.

Необходимо дальше совершенствовать принятый закон о дифференцированном налоге на добычу полезных ископаемых (НДПИ). Направления совершенствования могут быть следующими:

− освобождение от налога на определённый период времени при разработке новых участков месторождений и необходимости строительства новой инфраструктуры, а также на конечном этапе эксплуатации участков месторождений;

− в период стабильной работы угледобывающего предприятия предлагается увеличение НДПИ на 1% и целевое использование этого процента на инвестирование геологического изучения недр.

Таким образом, важным условием достижения целей рационального недропользования является решение следующих задач:

− осуществление рационального сочетания административных и экономических методов государственного регулирования управления в области недропользования;

− развитие экономико-правовой базы в целях стимулирования инновационного и инвестиционного процессов в сфере недропользования и охраны окружающей среды.

Решение этих задач обеспечит формирование социально-экономического механизма рационального недропользования, который будет включать законодательное оформление отношений всех участников механизма недропользования.

*Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации. Государственный контракт № 16.740.11.0410.*

Список литературы

1. Конторович А.Э. Угленаукоград – не статус, а имя собственное: [Электронный ресурс]. – Режим доступа : http://www.copah.info/articles/akademgorodok/uglenaukograd-ne-status-imya-sobstvennoe

2. Яновский А.Б. О состоянии и мерах по развитию угольной промышленности России // Уголь. –2010. - № 8. – С.3 - 9

3. Путин В.В. Минерально-сырьевые ресурсы в стратегии развития российской экономики// Природно-ресурсные ведомости. - 2000. - № 7. С. 6

4. Татаркин А.И., Козаков Е.М., Беляев В.Н. Экономический механизм рационального освоения недр // Экономическая наука современной России. – 2000. - № 3-4. - С.73

УДК 519.876.5:622.261.5

## МЕТОДИКА ОЦЕНКИ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ВАРИАНТОВ ПРИ ОПТИМИЗАЦИИ СЕЧЕНИЙ СЕТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

***Шкредова Н.С., Гаврилов Б.И.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Актуальность задачи выбора рациональных сечений сети выработок шахт обусловлена не только многообразием функциональных связей между отдельными технологическими звеньями, но и тем обстоятельством, что более 60 % общей суммы капитальных затрат, направляется на поддержание и проведение горных выработок. Для выбора сечений сети выработок при проектировании горного предприятия существует множество альтернативных вариантов наборов сечений. Поэтому одним из основных вопросов, возникающим при рассмотрении перспектив развития шахт, является обоснованный выбор наилучшего из альтернативных вариантов сечений выработок сети.

Использование экономико-математического моделирования для оптимизации сети горных выработок шахт по стоимостным критериям является весьма эффективным при проектировании шахт, так как коренным образом изменяется сам процесс поиска и выбора оптимальных проектных решений на основе комплексной оптимизации и системного подхода. Однако оптимальные сечения в силу различных причин не всегда можно принять при конкретном проектировании. Поэтому возникает необходимость оценки, насколько затраты при выбранном по техническим соображениям альтернативном варианте набора сечений отличаются от затрат при оптимальных сечениях. Для этого, прежде всего, необходимо найти оптимальные сечения сети горных выработок.

Оптимальные сечения сети выработок шахт можно получить в результате решения следующей задачи нелинейного программирования [1]. Найти сечения выработок сети $S_i$, $i=1, 2, \dots n$, при которых сумма затрат на проведение и поддержание выработок сети минимальна

$$Z = \sum_{i \in I} f_i(S_i) \to \min, \tag{1}$$

Суммарная депрессия каждой отдельной цепи из сети выработок не превышает регламентированной общешахтной $H_p$

$$\sum_{i \in Ij} g_{ij}(S_i) \le H_p, \; j = 1, 2, \dots, k. \tag{2}$$

Сечения каждой выработки заключены между минимальным и максимальным типоразмерами этой выработки

$$S^T_{i\min} \le S_i \le S^T_{i\max}, \quad i = 1, 2, \dots, n \tag{3}$$

где $I = \{1, 2, 3, \dots, n\}$ - множество номеров выработок сети; $I_j$ - множество номеров выработок из $I$, образующих $j$ – тую цепь; $k$ – количество цепей в сети горных выработок;

$f_i(S_i)$ - затраты на проведение и поддержание $i$ - той выработки в зависимости от ее сечения $S_i$, выведенные в результате обработки экспериментальных данных

$$f_i(S_i) = ((a_i + \tau_i m_i K_{yi} t_i) S_i + b_i) l_i,$$

где: $a_i$, $b_i$ – постоянные коэффициенты для $i$ - той выработки, устанавливающие стоимость проведения 1 м выработки; $\tau_i$ - стоимость поддержания 1 м$^2$ $i$ - той выработки в свету в единицу времени, руб.; $m_i$ – мощность разрабатываемого пласта, м; $K_{yi}$ –коэффициент, характеризующий устойчивость окружающих пород; $t_i$ – срок службы $i$ - той выработки, лет; $l_i$ – длина $i$ – выработки, м.

Депрессия $i$ - той выработки определяется по формуле

$$g_{ij}(S_i) = \frac{\alpha_i N_i l_i Q_i^2}{S_i^{2,5}},$$

где $\alpha_i$ - коэффициент аэродинамического сопротивления $i$ - той выработки; $N_i$ - коэффициент, характеризующий форму сечения выработки; $Q_i$ - суммарное количество воздуха, протекающее через $i$ - тую выработку, м$^3$/с; $S^T_{i\min}, S^T_{i\max}$ - соответственно минимальный и максимальный типоразмеры сечений $i$ - той выработки, м$^2$.

Так как функция цели Z – линейная, а ограничения (2) образуют выпуклое множество допустимых решений, задачу (1)-(3) можно рассматривать как задачу нелинейного программирования с сепарабельными функциями.

Для того, чтобы оценить выбранный вариант набора альтернативных сечений сети горных выработок, с помощью замены переменных $x_i = S_i^{2,5}$ преобразуем задачу (1)-(3) к задаче с линейными ограничениями и вогнутой целевой функцией вида

$$z = \sum_{i \in I} \varphi_i(x_i) \to \min; \tag{4}$$

$$\sum_{i \in I_j} d_{ij}(x_i) \le H_p, \quad j = 1, 2, \dots, k; \tag{5}$$

$$(S^T_{i\,max})^{-2,5} \le x_i \le (S^T_{i\,min})^{-2,5}, \quad i = 1, 2, \dots, n. \qquad (6)$$

Для её решения введём рациональную кусочно-линейную аппроксимацию $\hat{\varphi}_i(x_i)$,$\hat{d}_{ij}(x_i)$ соответственно функций $\varphi_i(x_i)$, $d_{ij}(x_i)$ на отрезках $(S^T_{i\,max})^{-2,5}$, $(S^T_{i\,min})^{-2,5}$, $i = 1, 2, \dots, n$. Заменим задачу следующей приближенной задачей:

$$\hat{z} = \sum_{i \in I} \hat{\varphi}_i(x_i) \to min; \qquad (7)$$

$$\sum_{i \in I_j} \hat{d}_{ij}(x_i) \le H_p, \quad j = 1, 2, \dots, k; \qquad (8)$$

$$(S^T_{i\,max})^{-2,5} \le x_i \le (S^T_{i\,min})^{-2,5}, \quad i = 1, 2, \dots, n. \qquad (9)$$

Задачу (7)-(9) можно рассматривать как линейную и решать симплекс – методом линейного программирования без учета ограничений на выбор базиса. Полученное таким образом решение является оптимальным решением приближенной задачи (7)-(9).

Оценим, насколько значения затрат на проведение и поддержание выработок сети при решении приближенной задачи (7)-(9) отличается от значения затрат при оптимальном решении непрерывной задачи. Пусть оптимальное решение непрерывной задачи (1)-(3) достигается в точке $X^0=(x^0_1,x^0_2,\dots,x^0_n)$, а приближенной задачи (7)-(9) в точке $X^1=(x^1_1,x^1_2,\dots,x^1_n)$. Тогда, если кусочно-линейная аппроксимация введена таким образом, что $\hat{\varphi}_i(x_i) - \varphi_i(x_i) \le \delta_i$ во всех точках отрезка $[(S^T_{i\,max})^{-2,5}, [(S^T_{i\,min})^{-2,5}]$, $i=1, 2, \dots, n$, то

$$|Z(X^1) - Z(X^0)| \le \varepsilon, \quad \text{где } \varepsilon = \sum_{i=1}^{n} \delta_i.$$

При конкретном проектировании наибольший интерес представляет задача выбора рациональных сечений сети горных выработок, в том числе с учетом их типоразмеров. Предлагаемая методика позволяет оценить насколько затраты на проведение и поддержание выработок, выбранные при проектировании отличаются от затрат при оптимальном решении непрерывной задачи (1) - (3). Пусть затраты при варианте набора сечений выработок сети выбранном при проектировании, составили $Z(S^B)$. Решая приближенную задачу (4)–(6) для непрерывной задачи (1)-(3), получим затраты при оптимальном решении приближенной задачи $Z(X^1)$. Тогда, если $|Z(S^B) - Z(X^1)| = \sigma$, то

$$|Z(S^B) - Z(X^0)| \le |Z(S^B) - Z(X^1)| + |Z(X^1) - Z(X^0| \le \varepsilon + \sigma.$$

Вообще, задаваясь некоторой величиной $\sigma_1$, в качестве варианта набора сечений близких к оптимальным сечениям можно принимать любые из интересующих сечений, удовлетворяющих системе неравенств [2]:

$$\sum_{i \in I_j} g_{ij}(S_i) \le H_p, \quad j = 1, 2, \dots, k; \qquad (10)$$

$$\sum_{i \in I} f_i(S_i) - Z(X^1) \le \sigma_1, \quad \text{где } S_i \in \{S_i^1, S_i^2, \dots, S_i^{\gamma i}\}. \qquad (11)$$

Значения затрат, каждого такого варианта из наборов сечений, будет отличаться от затрат при оптимальных сечениях сети выработок непрерывной задачи на величину не превосходящую $\varepsilon + \sigma_1$.

В качестве критерия оптимизации могут быть приняты общие затраты по сумме влияющих факторов, затраты на 1 т промзапасов, приведенные затраты и др.

## Выводы

1. Разработана экономико-математическая модель выбора альтернативных вариантов наборов сечений сети горных выработок и методика их оценки, использование которой позволит осуществлять обоснованный выбор сечений сети горных выработок.

2. Оценка погрешности при оптимизации сечений сети выработок шахт позволит проектировщику варьировать различными вариантами наборов сечений. Для этого, задаваясь величиной $\sigma_1$ можно выбрать любой набор сечений выработок сети, удовлетворяющий системе неравенств (10)-(11). Затраты на проведение и поддержание при этом варианте набора

сечений будут отличаться от затрат при оптимальных значениях сечений на величину не превышающую $\varepsilon + \sigma_1$.

3. Для расчета оптимальных сечений сети горных выработок была составлена программа для ЭВМ в среде DELPHI «Алгоритм нахождения оптимальных сечений сети горных выработок шахт». Программа зарегистрирована в Федеральном органе исполнительной власти по интеллектуальной собственности.

Список литературы

1. Шкредова Н.С. Адаптация с-метода линейного программирования к решению задачи выбора оптимальных сечений сети горных выработок шахт. //Техника и технология разработки месторождений полезных ископаемых: Международный научн.-техн. сб. Вып. 6. Новокузнецк: СибГИУ, 2003 г.- С.223-224.

2. Шкредова Н.С. Экономико-математическая модель оптимизации некоторых параметров шахт. /Н.С.Шкредова,Б.И. Гаврилов.// Краевые задачи и математическое моделирование. Сб. статей 9-й Всероссийской научной конференции/ НФИ ГОУ ВПО «КемГУ» - Новокузнецк, 2008. – С 110-112.

УДК 658.01: 622.33

## АНАЛИЗ ПОДХОДОВ К ОПИСАНИЮ И ПРОГНОЗИРОВАНИЮ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

***Эпова А. В.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Современное состояние отечественной угледобывающей отрасли характеризуется рядом как положительных, так и отрицательных факторов. Применяемые в настоящее время подходы к описанию и прогнозированию развития производственно-экономических систем не позволяют комплексно учесть влияние внешней и внутренней сред. Поэтому возникает необходимость пересмотреть традиционные подходы к этим вопросам. Для этого в статье осуществлен обзор известных подходов к анализу и прогнозированию развития предприятий, предложен подход к описанию функционирования горнодобывающего предприятия, основанный на синергетическом понимании природы сложной системы.

На протяжении длительного времени горно-экономическая наука, как и экономическая наука любой отрасли хозяйствования, в своем становлении и развитии прошла несколько этапов. За это время сформировался комплексный подход к пониманию функционирования всей производственно-экономической системы, ее цели и сущности в целом.

Системное мышление, как методология научного познания сформировалось в течение XX века. В научную мысль прочно вошло понятие производственно-экономической системы – сложного комплекса, функционирование которого, как целого, зависит от составляющих его частей и от взаимодействия между этими частями. Вокруг этого понятия возник плотный круг различных теорий и подходов, описывающих закономерности функционирования и развития систем, зачастую дополняющих друг друга, который получил название «системное мышление». Границы теорий и подходов, основывающихся на системном мышлении, тесно переплетены в силу сходства трактования ими природы явления.

Тем не менее, большое количество теорий не решает проблему достоверности прогноза развития как системы в целом, так и основных ее параметров. Колоссальный объем информации, который стал доступен благодаря совершенствованию технических средств, зачастую усложняет, а порой и делает невозможным прогноз.

Следует отметить все возрастающее стремление теоретиков системного подхода к одушевлению производственно-экономических систем. Изначально организация рассматри-

валась как «машина». Чтобы понять ее «механизм» и увеличить «КПД» необходимо было «разобрать ее на мелкие детали». Затем в организации увидели «живой организм» и стали появляться теории, основанные на биологических законах: жизненные циклы, выживаемость, эволюция, самоорганизация. В период расцвета кибернетики в организации увидели «мозг». Так появились нейросетевая модель, имитационное моделирование. Совокупность этих подходов позволяет взглянуть на организацию с различных сторон и подталкивает творческое мышление к нахождению сходства и аналогий.

Геоэкономические системы угольных шахт являются сложными производственно-экономическими системами. Их принципиальное отличие от прочих подобных систем состоит в большем риске при принятии управленческих решений, обусловленном зависимостью от природного фактора.

Горно-экономическая наука в силу своей специфики отличается достаточной консервативностью в области смены концепций, определяющих сущность и функционирование систем. Традиционным, применявшимся на протяжении нескольких десятков лет, является так называемый, «статический» подход к описанию функционирования горнодобывающего предприятия.

Статика – наука, изучающая характеристики состояния объекта на определенный момент времени. С данной точки зрения изучаются различные проблемы, такие как величина вложенного капитала и его структура, объемы добычи и капитального строительства, уровни и структура затрат и многие другие. Тенденции же их изменений в среднесрочной и долгосрочной перспективе выпадали из области исследования. К основным недостаткам традиционного подхода относится разобщенность отдельных направлений. Экономика геологоразведочных работ оторвана от экономики проектирования и строительства предприятия, которая в свою очередь осуществляется в отрыве от проблем и нужд его последующей эксплуатации. Многие критики традиционного подхода не раз акцентировали внимание на так называемых «ничейных зонах», возникающих в результате отсутствия комплексного, интегрированного подхода к пониманию сущности геоэкономической системы [1].

Но, тем не менее, такое понимание системы, совершенно соответствовало своей эпохе. В условиях плановой экономики не было и речи о прогнозировании развития, так как планирование осуществлялось «сверху». Существование такого подхода в современной рыночной экономике, в условиях быстро меняющийся конъюнктуры рынка, выявило его несостоятельность.

Помимо статического подхода существует жесткий системный подход (или жесткое системное мышление). Термин «жесткое системное мышление» впервые был введен Чеклендом в 1981г. В рамках этого подхода сформировались операционные исследования, системный анализ и системный инжиниринг. Основа жесткого системного мышления – математические модели, созданные для решения конкретных задач. Моделей может быть множество, но сама идея, что состояние системы определяется математическими расчетами, а ее поведение – правильно подобранной математической моделью, не подвергается сомнению.

В рамках такого подхода шахта рассматривается как сложная система взаимоувязанных процессов, обеспечивающих выполнение основной задачи – добычи угля. Следовательно, при анализе тенденций развития предприятия, согласно жесткому системному подходу, нужно рассматривать как систему в целом, так и отдельные процессы, технологические блоки. Методы прогнозирования основаны на математических зависимостях. Для составления прогноза обычно используются два метода:

1. Ретроспективный анализ статистических рядов технико-экономических показателей и экстраполяция последних.
2. Изучение тенденций изменения системы на основе моделей технологических процессов.

Сопоставление результатов, полученных при использовании этих методов, позволяет сделать более достоверные выводы об уровне показателей и определить основные пути дальнейшего развития. Этот метод, как правило, применяется для исследования закономер-

ностей развития техники и технологии. Безусловно, сильной стороной жесткого системного мышления является получение результата, не зависящего от субъективного мнения [2].

Данный подход можно рассматривать как первую попытку холистического, анализа деятельности предприятия. Холизм стремится к целостному, монолитному описанию системы. Изучение отдельных ее частей сводится обычно к определению роли, которую эти части играют в функционировании системы как целого. Модели, созданные в рамках данного подхода, позволили понять, как реагируют системы на изменение одного из параметров, в какой степени проявляется взаимозависимость элементов системы между собой. Этот подход успешно применяется для решения конкретных, узких, в основном технических задач.

Однако если говорить о полном, интегрированном понимании системы, то созданные модели не приспособлены к резким изменениям ситуации, к стохастическому изменению системы. Созданная модель учитывает только те факторы, которые были изначально заложены в нее ее создателем. В свою очередь, создавать слишком сложные модели бессмысленно, так как их невозможно проанализировать.

Существенным недостатком жесткого системного мышления является также необходимость установления четких целей системы и ее подсистем. В геоэкономических системах определение целей зависит от людей. Мнения могут зачастую не совпадать, а то и быть прямо противоположными. Данный подход также не учитывает комплексного влияния факторов внешней среды на функционирование системы. Таким образом, в системах, где большую роль играют люди, а не механизмы, жесткое системное мышление не приводит к успеху.

В современной горно-экономической науке существенную роль играет динамический подход к анализу и прогнозированию развития геоэкономических систем, или так называемая системная динамика. Ее основоположником считается Дж. Форрестер, впервые заявивший о своей теории в 1958г. В отношении горнодобывающей промышленности этот подход был достаточно подробно изучен в работах А.С. Астахова.

Согласно системной динамике система определяется границами, внутри которых заключаются все важные взаимодействующие элементы. Внутри такой системы определяются все петли положительной и отрицательной обратной связи. Для всех петель и взаимодействий между ними описываются количественные и качественные характеристики. В системе также определяются «точки приложения» - структурные области системы, в которых можно повлиять на ее развитие. Возможность создания такой модели обусловлена появлением специальных программ, позволяющих рассчитывать миллиарды операций между тысячами переменных и миллионами взаимодействий между ними [3].

Системная динамика не ставит перед собой задачу объяснить или прокомментировать уже достигнутые геоэкономической системой результаты и уровень развития. Ее задача заключается в том, чтобы определить направления ее будущего развития. Таким образом, прогнозирование сводится к выявлению трендов развития, последовательному их анализу, и, как следствие, разработке долгосрочных целей предприятия. Для преодоления фактора неопределенности и риска большое значение имеет гибкость производственных систем, а также адаптируемость организации к внешним условиям [1].

В рамках системной динамики объекты рассматриваются не в движении, а в статичном положении, экстраполированном на несколько лет вперед. Причиной является ничтожно малый горизонт прогноза, свойственный сложным системам, который делает трендовое моделирование недостаточно эффективным.

Рассматриваемый подход к прогнозированию геоэкономических систем не всегда учитывает качественные изменения системы. В системной динамике, как правило, нет места процессу перехода системы в новое состояние или качество. Все ее параметры заданы априори, и дальнейшее их изменение продиктовано строгими математическими зависимостями. Даже если подобные модели создаются при каждом переходе системы в новое качество, они также не всегда схватывают ее динамику. Пока модель создается, ситуация успевает измениться, и полученная модель может уже не отражать сути дела.

В основе системно-динамического подхода – стремление к некоторому балансу, к равновесию. Модель, построенная на принципах данного подхода, не может дать ответ, как организации развиваться стратегически.

На современном этапе развития науки о системах наиболее новой и перспективной научной парадигмой является теория сложности (теория хаоса, теория самоорганизации сложных систем). К сожалению данный подход пока не получил законченного оформления. С точки зрения теории сложности производственно-экономическая система находится в постоянном движении, находясь под непрерывным воздействием внешней среды и осуществляя обратную связь. Благодаря таким взаимным воздействиям она непрерывно развивается, и в своем развитии проходит две чередующиеся стадии: стадию динамического покоя (эволюционный этап) и стадию хаоса (бифуркационный этап, фаза кризиса), которые определяют цикличность ее развития. Порядок рождается из хаоса в процессе самоорганизации. Хотя внешне поведение системы выглядит хаотичным и непредсказуемым, оно имеет скрытую внутреннюю логику развития событий. Создается впечатление, что в процессе своего развития она притягивается к определенным упорядоченным структурам. Однако в определенный момент система сама стремится к провоцированию неустойчивостей и дает рождение хаосу на более высоком уровне. Именно такое понимание развития дает надежду сформулировать цель процесса развития сложной нелинейной системы, тем самым предсказать ее долгосрочное поведение[4].

В работе шахты можно выделить циклы, связанные с критическими точками развития. В этих точках система вступает в фазу опасного снижения устойчивости, когда, в силу изменившихся внешних или внутренних условий, наработанные ранее шаблоны жизнедеятельности приводят ее к деградации или разрушению.

В общем случае, на протяжении жизненного цикла предприятия наблюдается регрессивное развитие геоэкономической системы, в результате освоения более низких горизонтов шахтного поля. При многолетнем углублении горных работ условия производства ухудшаются. Это объясняется усложнением совокупного влияния газодинамических процессов, горного давления. Следовательно, возникает необходимость внедрения новых технических решений, что неизбежно приводит к росту затрат. Новые технологические решения зачастую возникают в результате взаимодействия геоэкономической системы с внешней средой.

Кризисы такого типа являются специфическими для рассматриваемой отрасли (эндогенные кризисы). Они хорошо прогнозируемы, однако благополучное разрешение таких кризисов требует немалых усилий со стороны управляющих структур, а также глубокого знания особенностей самой системы.

Таким образом, развитие геоэкономической системы можно представить в виде, представленном на рисунке 1. Фаза подъема характеризует наращивание производственной мощности предприятия за счет внедрения новой техники и технологии. Фаза спада – переход на более низкий горизонт и, как следствие, ухудшение горно-геологических условий, увеличение затрат, связанных с этим явлением (а).

Рисунок 1 – Графическое отображение вероятных траекторий развития системы

Развитие данной системы не всегда выглядит подобным образом. В зависимости от изменения горно-геологических условий и степени внедрения инноваций может происходить более резкое и более плавное изменение графика функции (б).

Технологические инновации воспринимаются системой не всегда, а только в определенные периоды ее развития (периоды кризиса). Безусловно, они играют существенную роль в развитии системы, однако далеко не всегда определяют направление ее развития.

Благодаря взаимодействиям с внешней средой система периодически сталкивается с кризисами, происходящими из-за не зависящих от нее событий в среде, так называемыми экзогенными кризисами: сокращение спроса на продукцию предприятия, изменение требований к качеству выпускаемой продукции, реализация кластерообразующих инновационных проектов в рассматриваемой и смежных отраслях, увеличение конкуренции в отрасли, смена политического режима и еще многими подобными явлениями.

Итак, система имеет не только циклические процессы, обусловленные ее природой, но и циклы, диктуемые ей средой. Причем «внешние» циклы более стабильны и устойчивы, а циклы внутреннего происхождения могут изменяться под влиянием внешних циклов в результате синхронизации – свойства систем самой разной природы вырабатывать единый ритм совместного существования. Внешняя синхронизация имеет место тогда, когда одна из систем является настолько мощной, что навязывает свой ритм движения другим системам, что и происходит в рассматриваемом случае. Например, технологические инновации, возникающие во внешней среде, оказывают определяющее воздействие на качественное развитие геоэкономической системы.

Существует также эндо-экзогенные кризисы. Кризисы этого типа обусловлены внутренней логикой развития и спровоцированы изменениями во внешней среде. Большинство крупнейших компаний, в близком и отдаленном прошлом погибли не столько из-за внешних причин, сколько оттого, что сами подорвали технологические и организационные основы своего существования. Вторжения же извне, - экономические кризисы, смена конъюнктуры рынка, появление крупных конкурентов - довершали саморазрушительную активность производственного организма.

Принципиально важным является то обстоятельство, что без спада невозможно начало нового цикла и достижение новых высот в развитии. Навязывание системе пути развития бесперспективно, так как заведомо обрекает систему на деградацию. Однако это не означает, что управляющая подсистема самоорганизующейся системы должна отказаться от какого-либо управляющего воздействия вблизи точки перехода. Необходимо, чтобы управление находилось в резонансе с системой и происходило в соответствии с ее природой, уровнем развития и прошлым.

Метод русел и джокеров, созданный в рамках теории сложности, является универсальным при анализе и прогнозировании развития систем большой размерности. Он, в некотором роде, является компромиссом между динамическими и статическими методами.

Идея метода состоит в том, что состояние системы в определенных точках фазового пространства может быть достаточно точно охарактеризовано небольшим количеством параметров, так называемых параметров порядка. Такие области были названы «руслами». Близкие траектории притягиваются к некоторому пучку и далее следуют вместе. Отбрасывая остальные, как несущественные, получаем проекцию реальности. В рамках такой проекции можно использовать простые математические и логические модели.

Области, в которых параметры порядка выявить невозможно, получили название «джокеры». Поведение системы в таких областях становится стохастическим, вследствие чего приходится использовать вероятностные методы, либо простые приближенные правила, следующие из эмпирического опыта. Такое поведение определяет бифуркационный этап развития системы [5].

При построении идеальных, теоретических моделей, исследователь может сразу учесть все поставленные перед ней задачи. На практике, в условиях нестабильности, измен-

чивости ситуации, а также сложности изучаемых систем для каждой конкретной задачи приходится выбирать проекцию реальности, искать соответствующее русло.

Наука о хаосе имеет большое значение в качестве новой точки зрения на события и позволяет по-новому подойти к решению целого ряда проблем: прогнозированию развития горнодобывающего предприятия на длительный период, определению природы производственно-экономических кризисов и путей их преодоления, выявления критериев качественного развития горнодобывающего предприятия.

Список литературы

1. Астахов А. С. Геоэкономика (системная экономика промышленного недропользования) [Текст] / А. С. Астахов. – М.: ООО «МИГЭК», 2004. – 488 с.
2. Мучник В. С. Подземная гидравлическая добыча угля [Текст] / В. С. Мучник, Э. Б. Голланд, М. Н. Маркус. – М.: Недра, 1986. – 223 с.
3. Форрестер Д. Мировая динамика [Текст] / Д. Форрестер. – М.: АСТ, 2003. – 384 с.
4. Малинецкий Г. Г. Нелинейная динамика и проблемы прогноза / Г. Г. Малинецкий, С.П. Курдюмов // Вестник российской академии наук. – 2001. - №3. – С. 210 – 232.
5. Зульпукаров Г. М. Метод русел и джокеров на примере исследования системы Розенцвейга-Макартура / Г.М. Зульпукаров, Г. Г. Малинецкий, А. В. Подлазов. – М., 2006.

УДК 620.9:622.33

## АНАЛИЗ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ РЕСУРСОВ В РОССИИ И ЗА РУБЕЖОМ

***Смирнова М.В.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

В сырьевом секторе мирового хозяйства ведущую роль играют топливно-энергетические ресурсы (ТЭР) – нефть, нефтепродукты, природный газ, каменный уголь, различные виды энергии. Эти ресурсы и в XXI веке сохраняют роль лидера среди прочих товарных групп в международной торговле.

Роль энергетических ресурсов на планете со временем неуклонно возрастает. Связано это с увеличением спроса на топливо и энергию, так как технологическое совершенствование производительных сил и коммунально-бытовой сферы в мире базируется на их использовании [2].

Топливно-энергетический комплекс (ТЭК) играет важнейшую роль в мировой экономике, так как без его продукции невозможно функционирование всех без исключения отраслей. В состав ТЭК входят газовая, нефтяная, угольная промышленность, энергетика, а также системы транспортировки и распределения энергии (рисунок 1).

Соответствовать требованиям нового времени может только качественно новый топливно-энергетический комплекс (ТЭК) – финансово устойчивый, экономически эффективный и динамично развивающийся, соответствующий экологическим стандартам, оснащенный передовыми технологиями и высококвалифицированными кадрами [4].

Структура потребления первичных энергоресурсов в мировом хозяйстве представлена на рисунке 2 [2].

Доля природного газа, как в структуре потребления, так и производства, непрерывно будет расти. Снижается доля угля в структуре потребления, что свидетельствует о замещении нефтью и газом некоторого его объема [1].

Наряду с ростом потребления нефти и газа, активно применяются нетрадиционные виды и источники энергии, что отражает прогрессивные сдвиги в структуре ТЭК мирового хозяйства. Эти виды энергоресурсов являются более эффективными и способствуют сниже-

нию энергоемкости и материалоемкости производства и переработке энергии из одного вида в другой.

Рисунок 1 – Состав топливно-энергетического комплекса

Человечество преимущественно использует традиционные, ограниченные ресурсы, а неисчерпаемые ресурсы – такие, как энергия ветра, солнца, морских приливов и другие используются пок не эффективно. Связано это, прежде всего, с недостаточным уровнем развития науки и техники, а также с весьма существенными затратами по созданию и внедрению новых технологий. Многие проекты, которые технически осуществимы, не реализуются из-за недостатка средств. Слабая экономическая заинтересованность в применении новых технологий приводит к консервации устаревших методов, а следовательно, не способствует дальнейшему развитию.

В структуре производства и потребления первичных ТЭР должны найти свое весомое место новые природные источники энергии – ядерный цикл, водород, газогидраты и др. При прогнозировании и реализации перспективной структуры энергопотребления должен постоянно присутствовать экологический фактор, роль которого по мере роста энергопотребления будет становиться все более определяющей. Кроме того, особым видом ресурса в ТЭБ должен стать ресурс инновационного энергосбережения [2].

Распределение природных запасов сырья и энергии по регионам и странам мира крайне неравномерно. Это способствует обострению топливно-сырьевой проблемы. Проанализировав данные по запасам основных топливно-энергетических ресурсов (нефть, уголь, природный газ) в крупных экономически развитых странах, можно сделать вывод, что нефтедо-

бывающая промышленность в мировом хозяйстве развивается в ограниченном числе стран вследствие крайней неравномерности размещения сырьевой базы.

Рисунок 2 – Структура потребления первичных энергоресурсов в мировом хозяйстве на 2009 г.

Необходимым условием для осуществления масштабных долгосрочных инвестиций в нефтедобывающую промышленность при условии благоприятных перспектив спроса на нефть на мировом рынке является наличие соответствующих геологических запасов нефти, как в конкретном регионе, так и в мире в целом.

На рисунке 3 представлены страны с крупнейшими запасами нефти (По данным BP Statistical review of world energy 2010 [6]).

Рисунок 3 – Страны с крупнейшими запасами нефти (млрд. баррелей)

Необходимые масштабы геолого-поисковых и разведочных работ определяются в первую очередь неуклонно растущей потребностью в нефти, долговременной динамикой мировых цен на нефть, а также, естественно, наличием соответствующих месторождений, а в последние десятилетия – чрезвычайно быстрым развитием новых более эффективных технологий их разведки и последующей добычи нефти.

В условиях растущего спроса на нефть на мировом рынке, география ее добычи в мире в первую очередь определяется фактическим наличием, масштабами и качеством нефтяных месторождений в данных регионах, а также имеющимися добывающими мощностями и соответствующей инфраструктурой для транспортировки нефти [5].

Во всех странах в последние годы проявляется тенденция к снижению добычи угля, поскольку он уступает место другим видам энергетического сырья – нефти и газу. В ряде стран добыча угля становится нерентабельной в связи с отработкой наиболее мощных и

сравнительно неглубоко залегающих пластов. Другая не маловажная проблема – негативное влияние на окружающую среду. Тем не менее, тот факт, что использование угля в несколько раз дешевле природного газа и нефти, позволяет ему оставаться в лидерах топливно-энергетических ресурсов. На рисунке 4 представлены страны с крупнейшими запасами угля [7].

Рисунок 4 – Запасы угля в мире на 2010 г.

На природный газ возлагаются большие надежды, как на наиболее дешевое высокоэкологичное топливо в период подготовки к переходу на более широкое использование альтернативных нетрадиционных видов электроэнергии (ветра, солнца, приливной, внутреннего тепла земли). Кроме того, на территории России имеются огромнейшие запасы этого вида топлива. Доля газа в топливно-энергетическом балансе России составляет более 50%. В нашей стране до 60% электростанций работает на газе и только 20% – на угле и мазуте. В то же время за рубежом доля газа при выработке электроэнергии относительно невелика.

Благодаря высоким потребительским свойствам, низким издержкам добычи и транспортировки, широкой гамме применения во многих сферах человеческой деятельности, природный газ занимает особое место в топливно-энергетической и сырьевой базе. В этой связи наращивание его запасов и потребления идет высокими темпами.

На рисунке 5 представлены разведанные запасы природного газа основных регионов мира (по данным на 01.01.2010 г.) [8].

Рисунок 5 – Разведанные запасы газа

Газ в больших количествах используется в качестве топлива в металлургической, стекольной, цементной, керамической, легкой и пищевой промышленности, полностью или частично заменяя такие виды топлива, как уголь, кокс, мазут, или является сырьем в химической промышленности.

Продукция газовой отрасли обеспечивает промышленность (около 45% общего народнохозяйственного потребления), тепловую электроэнергетику (35%), коммунальное бытовое хозяйство (более 10%).

В экологическом отношении природный газ является самым чистым видом минерального топлива. При сгорании его образуется значительно меньшее количество вредных веществ по сравнению с другими видами топлива. Однако сжигание человечеством огромного количества различных видов топлива, в том числе природного газа, за последние полвека привело к некоторому незначительному увеличению содержания углекислого газа в атмосфере, который является парниковым газом. Воздействие техногенных процессов на окружающую среду может привести к глобальной экологической катастрофе, связанной с потеплением климата планеты.

Прогнозные ресурсы метана в основных угольных бассейнах России составляют 83,7 трлн.м$^3$, что соответствует примерно трети прогнозных ресурсов природного газа страны (рисунок 6) [10].

Рисунок 6 – Прогнозные ресурсы метана в основных угольных бассейнах России

Среди регионов России, не обеспеченных в достаточном объеме газовым топливом, ряд угледобывающих регионов мог бы полностью покрыть свои потребности в газе за счет широкомасштабной добычи метана из угольных пластов. Кроме того, добыча и использование газа улучшит экологическую обстановку в углепромышленных районах, снизит газоопасность добычи угля в будущих шахтах и создаст новые рабочие места на газовых промыслах и газоперерабатывающих предприятиях.

Средняя газонасыщенность углей составляет 30-40 м$^3$/т, а мировые запасы угля насчитывают 826 млрд.т, следовательно, суммарные геологические запасы угольного метана можно оценить в 32 трлн.м$^3$. Разумеется, есть еще угли, залегающие на больших глубинах, есть пласты малой мощности, из которых добывать уголь экономически невыгодно, и они в состав запасов не включаются [9].

В мировом объеме добычи газа угольный и сланцевый метан пока составляют менее 5%. Из-за высокой стоимости его извлечения из недр он не способен существенно повлиять на мировые цены газа, но может составить ему сильную конкуренцию на локальных рынках.

Ядерная энергия сегодня в принципе является реальным, существенным и перспективным источником обеспечения потребностей человечества в долгосрочном плане. Ведь

доля гидроэнергии составляет около 20%, а альтернативных источников – не более 0,5% мирового производства электроэнергии.

Следует отметить, что ядерная энергетика не безаварийна, не застрахована от технических сбоев, сопряжена с отходами, требующими особого обращения. Но эти реальные проблемы поддаются современным и надежным техническим решениям, призванным гарантировать максимальную безопасность.

Проводится постоянная работа по пересмотру норм и мер радиационной безопасности и защиты при осуществлении ядерных технологических процессов различных типов, а также руководства по безопасному обращению с радиоактивными веществами, правил безопасной перевозки радиоактивных материалов и по другим важным для практического использования атомной энергии вопросам.

Гидроэнергетический потенциал не относится к минеральным ресурсам (полезным ископаемым). Однако он является тем природным даром, который можно поставить в один ряд с запасами топлива.

Дефицит собственных энергоресурсов будет стимулировать в странах мира ускорение научно-технических поисков и достижений в сфере новых источников энергии, расширения использования возобновляемых энергоресурсов, а также энергосберегающих технологий. И то обстоятельство, что наиболее зависимыми от импорта энергоресурсов и конъюнктуры мирового энергетического рынка являются развитые страны с высоким научно-техническим потенциалом будет обеспечивать высокие темпы прогресса в данной области. Уже в первой половине XXI в. (2030 г.) на повестку дня встанут проблемы инновационных путей создания и развития энергетической сферы, которые актуальны и для России при всем ее богатом природном потенциале [2].

В то же время усугубляющаяся энергетическая конъюнктура будет способствовать развитию экспортных возможностей стран, обладающих избыточными собственными энергоресурсами. При этом наиболее динамичным будет рост спроса на преобразованные квалифицированные и экологически чистые энергоносители, к которым, прежде всего, относится электрическая энергия. Поэтому Россия, как экспортер энергоресурсов, должна быть технически и экономически готова к развитию своего экспорта электроэнергии, как на европейский рынок, так и на рынки Азиатско-тихоокеанского региона АТР [2].

Практически исчерпан потенциал экспортно-сырьевой модели экономического роста в связи с усилением ограничения по добыче эффективных природных ресурсов и пропускной способности транспортной инфраструктуры.

В российской экономике назрела смена лидера роста. Отрасли, доминирующие в структуре производства (ТЭК, металлургия), утрачивают свой динамизм и не смогут расти в долгосрочной перспективе темпами выше 3-5%. Отрасли, которые могут развиваться темпами выше 7% (пищевая, химическая, лесная, строительные материалы, часть машиностроения и высокотехнологичные отрасли промышленности, а также строительство и связь), занимают в структуре экономики менее одной трети.

В настоящее время еще сохраняется тенденция деградации производственной инфраструктуры социальной сферы, прежде всего в сферах жилищно-коммунального хозяйства, общего образования, здравоохранения.

Обостряются проблемы технологического отставания российской экономики, недостаточного качества производственной инфраструктуры, низкого уровня инновационной активности, высокого износа основных производственных фондов.

Сложившаяся корпоративная структура экономики характеризуется серьезным отставанием в развитии малого и среднего бизнеса, крайне ограниченным количеством современных компаний, способных эффективно конкурировать на открытых рынках.

Очевидно, что в условиях сложившейся экспортно-сырьевой структуры экономики, низкого качества государственного администрирования и торможения институциональных преобразований российская экономика без ее структурных преобразований не сможет выйти на устойчивые темпы роста ВВП выше 4-5% в год даже при высоких мировых ценах на

нефть. Такие темпы расширения экономического потенциала находятся ниже уровня, необходимого для преодоления экономического отставания России от ведущих стран мира и решения поставленных задач социального развития и обеспечения национальной безопасности.

В течение прошедшего десятилетия ТЭК в основном обеспечивал потребности страны в топливе и энергии, сохранив тем самым энергетическую независимость России. В настоящее время преодолена тенденция спада и начался рост добычи газа, нефти и угля, производства электроэнергии, объема и глубины переработки нефти. В результате проведенных работ по реструктуризации угольной промышленности повысилась ее экономическая эффективность, ликвидируются убыточные неперспективные предприятия. Начались реформы электроэнергетики в жилищно-коммунальной сферы. Сформированы основы регулирования хозяйственных отношений в энергетическом секторе экономики, включая вопросы недропользования, налогообложения и ценообразования.

Список литературы

1. Троицкий А.А. Энергетический фактор в развитии России/ А.А. Троицкий// Энергия: экономика, техника, экология. – 2009. – № 1.
2. Сергеев П.В. Мировая экономика: Учебное пособие для вузов. – М.: Юриспруденция, 1999. – 160 с.
3. Энергетическая стратегия России до 2020 года [Электронный ресурс]: база данных федерального портала PROTOWN.RU. – Электронные данные. – М., [200-]. – Режим доступа: http://protown.ru/information/articles/articles_610.html.
4. Воронина Н.В. Мировой рынок нефти: тенденции развития и особенности ценообразования/ Н.В. Воронина// Практический маркетинг. – 2003. – № 10.
5. Statistical Review of World Energy 2010 Режим доступа: http://ru.wikipedia.org/wiki/Нефть
6. Конторович А.Э. Роль и место угля в топливно-энергетическом балансе мира в XXI веке. [Электронный ресурс]: http://www.ako.ru/press/PS/doki/конторович.pptx
7. Разведанные запасы газа [Электронный ресурс]: база данных стран мира. – Электронные данные. – 2010. – Режим доступа: http://iformatsiya.ru/tabl/541-razvedannye-zapasy-gaza.html – 10.01.2011.
8. Хуршудов А. Эйфория вокруг ресурсов сланцевого газа в десятки раз превышает реальную оценку запасов [Электронный ресурс]: Источник - Самотлор-экспресс. - Мировая Политика и Ресурсы * World Policy and Resources Research. – Режим доступа: http://www.wprr.ru/?m=20100312 – 12.03.2010.
9. База данных сайта Газпрома. Режим доступа: http://www.gazprom.ru/production/extraction/metan/

УДК 658.152:622.012.2

## РОСТ СТОИМОСТИ БИЗНЕСА ГРУППЫ ПРЕДПРИЯТИЙ ЗАО «СТРОЙСЕРВИС»

***Евса Я.М.***
***ЗАО «Стройсервис»***
***г. Новокузнецк***

Компания ЗАО «Стройсервис» является наглядным примером российской компании, достигшей за 16 лет своего существования значительного приращения стоимости бизнеса. Компания образовалась в 1994 году и специализировалась на реализации металлопроката, труб и металлоизделий. В октябре 2009 года одно из самых влиятельных деловых изданий России – журнал «РБК» - в своем номере опубликовало рейтинг «ТОП – 100 компаний России», продемонстрировавших в 2008 году самые высокие темпы роста бизнеса. В рейтинг вошли сто компании различных отраслей экономики, действующие на территории Россий-

ской Федерации. Компания ЗАО «Стройсервис» заняла в этом списке почетное 23 место. Среди представителей кузбасского бизнеса, отмеченных в рейтинге, это был самый высокий результат.

В настоящее время основными производственными направлениями ЗАО «Стройсервис» являются: добыча угля и его обогащение, горное машиностроение, поставки на внутренний рынок России полного спектра продукции ведущих российских производителей металла, автомобильные грузоперевозки по России, грузовые автомобильные перевозки, грузовые железнодорожные перевозки. В состав группы предприятий ЗАО «Стройсервис» входит 9 промышленных предприятий и 4 филиала. Предприятия расположены в городах Прокопьевске, Белове, Березовский Беловского и Гурьевского районах Кемеровской области, в г.Карпинске Свердловской области, г. Губаха (Пермский край). ЗАО «Стройсервис» является одним из крупнейших металлотрейдеров региона. Филиалы действуют в городах: Новокузнецке, Красноярске, Новосибирске, Екатеринбурге, Белово. Действует представительство в Москве.

В корпоративном управлении ЗАО «Стройсервис» находятся пять угледобывающих предприятий: ООО СП «Барзасское товарищество», ОАО «Разрез «Шестаки», ООО «Разрез «Пермяковский», ООО «Разрез «Березовский», ООО «Шахта12», в которых добывается высококачественный каменный коксующийся и энергетический уголь марок «КС», «СС», «Т», «Д», «КО», «УС». «ТД», Его поставки потребителям осуществляются в форме угольного концентрата, сортовом и рядовом видах. Сбыт угля осуществляется в Европу, Турцию, страны Дальний Восток в страны ближнего зарубежья и на внутреннем рынке России. Угольные предприятия ЗАО «Стройсервис» применяют эффективные технологии добычи, переработки и обогащения угля, современную горнотранспортную технику, новейшие методы организации и стимулирования труда. На двух разреза: "Шестаки" и СП "Барзасское товарищество" построены и введены в эксплуатацию собственные обогатительные фабрики.

Кроме того, в группу предприятий ЗАО «Стройсервис» входят ООО «Белтранс», ООО «Беловопромжелдортранс» (ООО «БПЖТ) и ООО «Завод горного машиностроения» (ООО «ЗГМ»). ООО «Белтранс» автотранспортное предприятие, имеющее мощную ремонтную базу - Центральные авторемонтные мастерские. В них выполняется широкий спектр работ и услуг: капитальный, текущий ремонт и ТО оборудования, узлов, агрегатов всех видов автомобилей и горнотранспортной техники. Цех нестандартного оборудования ЦАРМ выпускает передвижные металлокаркасные бытовые и производственные помещения, оборудование для мерной резки стальных канатов, стальные емкости различного назначения, изделия из сотового поликарбоната, различную технологическую оснастку. Основной объем грузовых перевозок ООО «Белтранс» приходится на угольные предприятия, входящие в группу «Стройсервис». На предприятии четко организованы инженерный контроль за эксплуатацией транспорта и инспекторские проверки технического состояния.

Предприятие ООО «БПЖТ» предоставляет услуги на грузовые перевозки железнодорожным транспортом угледобывающим и другим предприятиям региона. Занимается ремонтом тепловозов ТЭМ2, 2ТЭ10 и их реостатными испытаниями. ООО «Беловопромжелдортранс» ежегодно выполняет работы по капитальному и текущему ремонт путей и искусственных сооружений, техники и оборудования. С учетом высоких объемов добычи и железнодорожных перевозок угля в Кузбассе необходимость и важность этих работ велика. Предприятие имеет стратегическое значение для региона, так как осуществляет перевозку углей для Беловской ГРЭС. Годовой объем перевозок составляет порядка 8 млн. тн.

000 «Завод горного машиностроения» (г. Карпинск, Свердловская область) основан в начале семидесятых годов прошлого века. Основными видами деятельности предприятия является капитальный ремонт экскаваторов и модернизация горнотранспортного оборудования. Завод имеет пять производственных цехов: литейный, механический, механосборочный, электроремонтный, кислородный. Завод горного машиностроения производит широкий ассортимент запасных частей и крупных узлов для экскаваторов ЭКГ-5. ЭКГ-8. ЭШ 6/45.10/70.

В 2010 г. в состав предприятий группы ЗАО «Стройсервис» вошло предприятие ООО «Губахинский кокс» (г.Губаха), которое имеет полный коксохимический цикл производства и специализируется на переработке угольного сырья с получением кокса и химических продуктов коксования. Предприятие обладает углеподготовительным и коксовым производством, также к основным производствам относится улавливание химпродуктов коксования и переработка каменноугольной смолы.

Таблица 1 – Освоение капитальных вложений угольными предприятиями ЗАО «Стройсервис», тыс. руб.

| Предприятия группы «Стройсервис» | 2010 | 2009 | 2008 | 2007 | 2006 |
|---|---|---|---|---|---|
| ООО СП "Барзасское товарищество" | 1 441 598 | 572 777 | 584 332 | 283 883 | 107 007 |
| ООО "Разрез Березовский" | 803 275 | 146 903 | 982 802 | 22 098 | |
| ООО "Разрез Пермяковский" | 9 849 | 5 339 | 10 860 | 43 415 | 153 331 |
| ООО "Разрез Шестаки" | 91 370 | 132 876 | 180 715 | 252 656 | 178 505 |
| ООО "Шахта 12" | 130 135 | 80 964 | | | |
| прочее | 23 979 | 30 853 | 25 010 | 201 628 | 5 778 |
| **Итого** | **2 500 206** | **969 712** | **1 783 719** | **803 680** | **444 621** |

На всех предприятиях ЗАО «Стройсервис» большое внимание уделяется повышению технического уровня производства за счет внедрения более совершенной техники и строительства новых объектов инфраструктуры. Динамика капитальных вложений за период с 2006 по 2010 гг. представлена в таблице 1 и на рисунке 1. Данные приведены в тыс. рублей без налога на добавленную стоимость. За период с 2006 по 2010 годы величина капитальных вложений составила 6 501 млн. рублей.

Рисунок 1 – Освоение капитальных вложений группой предприятий ЗАО «Стройсервис»

Наибольший объем капитальных вложений приходится на 2010 год составляет 2 500,2 млн. руб., в том числе 1 263 млн. руб. - техническое перевооружение, 472 млн. руб. – новое строительство и 765 млн. руб. – реконструкция (таблица 2). В динамике капитальных вложений в 2009 году наблюдается спад из-за влияния мирового экономического кризиса на снижение спроса на продукцию горнодобывающей отрасли. В целом же динамика является положительной.

Привлечение денежных средств для реализации инвестиционных проектов осуществляется путем привлечения банковских кредитов и займов. Если отдельному предприятию Группы недостаточно собственных средств для реализации инвестиционного проекта, то ЗАО «Стройсервис» предоставляет займы, а также подобным займом может воспользоваться и ЗАО при условии профицита денежных средств у предприятий Группы.

Таблица 2 – Освоение капитальных вложений по направлениям, млн. руб.

| Направление кап. вложений | 2010 | 2009 | 2008 | 2007 | 2006 | Итого |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Новое строительство | 472,0 | 112,1 | 39,6 | 8,3 | 111,5 | 743,5 |
| Реконструкция | 765,0 | 431,4 | 399,0 | 345,3 | 1,1 | 1941,8 |
| Техническое перевооружение | 1263,0 | 426,2 | 1345,2 | 450,1 | 332,0 | 3816,5 |
| **Итого** | **2500,0** | **969,7** | **1783,8** | **803,7** | **444,6** | **6501,8** |

Величина и структура инвестиционных вложений непосредственно оказывает положительное влияние на прирост стоимости бизнеса в целом путем повышения эффективности производственно-хозяйственной деятельности каждого отдельно взятого предприятия. Для повышения эффективности инвестиционного портфеля необходимо точно определить влияние каждого отдельного инвестиционного проекта на суммарную стоимость капитала компании, определение которой осложняется в компаниях закрытого типа.

УДК 658.155:622.002.5

## РЕАЛИЗАЦИЯ ПРИНЦИПОВ УПРАВЛЕНИЯ СОВОКУПНОЙ СТОИМОСТЬЮ ВЛАДЕНИЯ ОБОРУДОВАНИЕМ – ОДИН ИЗ ФАКТОРОВ ПОВЫШЕНИЯ РЕНТАБЕЛЬНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА

***Сотников Р.А.***
***ОАО «ОУК «Южкузбассуголь»***
***г. Новокузнецк***

Технологическое оборудование является важной частью любого производства и напрямую влияет на его экономическое благополучие. Нестабильность в работе оборудования приводит к снижению запланированных объемов производства, и, как следствие, к увеличению себестоимости за счет постоянных затрат.

Затраты, связанные с приобретением оборудования, составляют существенную долю в общем объеме инвестиций. Рост затрат без увеличения объемов производства, приводит к снижению рентабельности. Производственные издержки, возникающие при эксплуатации оборудования, ложатся как правило на себестоимость продукции.

Из вышеизложенного очевидно, что снижение затрат, связанных с приобретением и эксплуатацией оборудования, при условии обеспечения стабильной производственной мощности на уровне плановых показателей, приведет к снижению требуемых инвестиций и себестоимости продукции, что в целом повысит рентабельность производства.

Все затраты, связанные с эксплуатацией - это затраты производственного цикла, и их можно разделить на две основные группы. Явные – затраты которые как правило проходят документационный учет и легко выявляются (стоимость работ по монтажу и пуско-наладке оборудования, затраты на техническое обслуживание, капитальные ремонты и др.). Неявные – затраты носящие косвенный характер, как правило связанные с внеплановыми аварийными простоями оборудования. Неявные затраты выявляются сложнее и, как правило, превышают явные, поэтому им необходимо уделять особое внимание. Большую роль играет оценка надежности оборудования, его способность обеспечить стабильную безаварийную работу за весь период эксплуатации.

Выбор оборудования должен быть реализован исходя из оценки совокупной стоимости владения оборудованием и соответственно наименьших затрат на 1 тонну готовой продукции. Выбор оборудования только по цене приводит к высоким рискам, связанным со снижением рентабельности производства за счет роста эксплуатационных затрат.

С учетом специфики производства и соответственно используемого в нем оборудования, реализация принципов управления совокупной стоимостью владения оборудованием на каждом предприятии должна строиться в индивидуальном порядке. Одним из важных факторов в достижении желаемого результата является внедрение новых передовых образцов техники, отвечающей высоким требованиям, а также замена неэффективных технологических схем работы оборудования на более прогрессивные.

Основным направлением в разработке эффективных инструментов, позволяющих осуществлять постоянный сбор и анализ информации о совокупной стоимости всей закупаемой номенклатуры предприятия, а также принимать решения о возможных путях её снижения, должна стать следующая работа:

- четкое разграничение закупаемой номенклатуры оборудования по группам;
- разработка единых формы учета затрат для каждой группы оборудования в привязке к техническим и производственным параметрам оборудования (при этом инвестиционные и эксплуатационные затраты должны учитываться по раздельным формам, но в дальнейшем анализироваться совместно);
- назначение ответственных лиц за ведение форм учета затрат, при этом должен быть разработан регламент взаимодействия структурных подразделений по обмену информацией, необходимой для заполнения данных форм;
- разработка проектных решений, направленных на снижение совокупной стоимости владения.

Все проектные решения предполагается выстраивать на основании анализа полученных форм по учету затрат, отражающих статистическую информацию об эксплуатационных затратах по каждой группе оборудования. Полученная информация должна в обязательном порядке периодически обновляться и отражать эффективность работы оборудования, путем сопоставления имеющейся информации с вновь получаемой.

Основные проектные решения:

- определение по каждой группе оборудования момента, когда его выгоднее заменить, чем эксплуатировать дальше в связи с постоянным ростом производственных затрат;
- поиск и внедрение альтернативного, аналогичного оборудования, которое способно обеспечить меньшие эксплуатационные затраты и при этом не уступает по качеству, ресурсу и надежности уже используемому оборудованию;
- применение в технологической цепочке другого типа оборудования, не аналогичного тому, что применялось ранее;
- привлечение производителей на производство для совместного поиска технических решений по снижению эксплуатационных затрат (основное направление – увеличение ресурса узлов и агрегатов);
- разработка оценки критериев оборудования, несвязанных с совокупной стоимостью владения оборудованием, но оказывающих косвенное влияние на обеспечение стабильных объемов производства (сервис, гарантийные обязательства и пр.).

Обоснованный системный подход в реализации принципов снижения совокупной стоимости владении оборудованием позволит снизить производственные (эксплуатационные) затраты, путем выбора эффективного оборудования, как с экономической, так и с технической точки зрения, что положительно повлияет на рентабельность производства.

УДК 658.152:622.33

# РАЗВИТИЕ ИНФРАСТРУКТУРНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИННОВАЦИОННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ

***Сапожникова Л. Ю.***
***Новокузнецкий филиал-институт Кемеровского государственного университета г. Новокузнецк***

Одной из ключевых задач проекта Стратегии инновационного развития РФ на период до 2020 года является «резкое, кратное повышение инновационной активности существующего бизнеса». Для реализации стратегии инновационного прорыва имеются реальные предпосылки: во-первых, высокий уровень обеспеченности экономики разнообразными природными ресурсами, во-вторых, образовательный потенциал позволяет готовить персонал для работы в инновационном направлении, в-третьих, пока сохраняется интеллектуальный, научно-технический потенциал, полученный в наследство от предыдущих поколений. Инновационные проблемы, стоящие перед угольной отраслью, достаточно велики. Угольная промышленность России в настоящее время является полностью рыночным сегментом экономики, все угледобывающие предприятия имеют частную форму собственности. Российские угледобывающие компании достаточно успешно осваивают позиции на российском и международном рынках, выдерживая пока конкуренцию со стороны зарубежных высокоэффективных компаний. Однако при сравнении уровня потребления ресурсов по среднемировым ценам, себестоимость добычи 1 т угля в России увеличивается более чем в 3 раза и в этих условиях многие угледобывающие предприятия станут убыточными. В этой связи конкурентоспособность угольных предприятий России на мировом рынке является краткосрочной и неустойчивой.

Несмотря на техническое перевооружение, которое осуществляется на большинстве угледобывающих предприятий, уровень производительности труда персонала и оборудования остается в 3-5 раз ниже, чем на аналогичных предприятиях экономически развитых стран, что объясняется различиями экономических систем в главных элементах экономики – собственности, капитале, персонале, управлении.

Условием сохранения и усиления своих позиций на рынке за счет выигрыша в темпе повышения эффективности и безопасности производства для угледобывающих предприятий является осуществление инновационной деятельности.

В Концепции государственной инновационной политики РФ инновация (нововведение) понимается как конечный результат инновационной деятельности, получивший реализацию в виде нового или усовершенствованного продукта, реализуемого на рынке, нового или усовершенствованного технологического процесса, и используемый в практической деятельности. Признаки, являющиеся для инноваций определяющими, можно разделить на несколько групп:

- связь с практическим (хозяйственным) использованием в отличие от технических инноваций;
- хозяйственная или социальная выгода для пользователя, что предопределяет проникновение и распространение инноваций на рынке;
- творческий подход и высокий риск, так как требуют от всех участников четкого понимания необходимости в инновациях и творческих способностей;
- первое использование новшества на предприятии независимо от того, применялось ли оно где-либо ранее.

Таким образом, под инновацией понимается целый ряд нововведений:

- продуктовые инновации: новые или улучшенные виды продукции;
- инновации услуг: новые или улучшенные услуги;
- процессные и технологические инновации: новые или улучшенные производственные процессы и технологии;

− социальные или кадровые инновации: измененные социально-экономические отношения на предприятии;

− новые или улучшенные производственные системы.

С учетом вышесказанного под инновацией следует понимать результат усовершенствований в сферах технологии, продукции, организации производства и труда, управления отношениями и связями субъектов предприятия, характеризующийся приростом знаний, обладающий признаками новизны и выражающийся значимыми положительными социально-экономическими эффектами.

Рассмотрим роль и место инновационного потенциала среди таких понятий, как потенциал экономический, производственный, ресурсный, научный, технический, технологический.

В техническом и технологическом потенциале наиболее ярко выделяется часть, связанная с имеющимися видами техники и технологий, и часть, в которой сосредоточены научно-технические и научно-технологические новинки. Поэтому инновационный потенциал в широком смысле слова включает в себя часть ресурсного, производственного, технического и технологического потенциалов. Инновационный потенциал можно трактовать как организованную совокупность взаимосвязанных условий и ресурсов (материальных, финансовых, кадровых, информационных, интеллектуальных и иных), обеспечивающих производство и воспроизводство новшеств и возможность осуществления инновационной деятельности.

Инновационный потенциал в узком смысле слова – это набор нововведений, новшеств, подтвержденных патентами, лицензиями и другими документами, подтверждающими право интеллектуальной собственности на новшества. Состав инновационного потенциала угледобывающего предприятия можно представить как совокупность природных ресурсов, трудовых ресурсов, материально-технических ресурсов, институциональной компоненты как норм и правил осуществления новаторской деятельности, доступность и качество информации как обобществленные знания, навыки и умения, а также полученные субъектом сведения от природной и социальной среды (рисунок 1).

Рисунок 1 - Состав инновационного потенциала

Инновационной деятельности угледобывающих предприятий противостоят объективные и субъективные проблемы системного характера. Из них можно выделить три основные проблемы, которые в наибольшей мере сдерживают инновационное развитие угледобывающих предприятий6 слабая конкурентоспособность по количеству и качеству труда, низкая социально-экономическая инвестиционная привлекательность, неэффективная инновационная структура.

Инновационная деятельность угледобывающих предприятий имеет характерные отличительные особенности, в первую очередь это достаточно жесткая зависимость от природной среды: горно-геологических условий, качественного и количественного состава запасов; постоянное изменение выработанного пространства, которое является рабочей зоной; высокую опасность аварий и травм.

Непрерывно меняющиеся горно-геологические условия, особо опасные и малокомфортные условия работы горняков, быстрый износ технологического оборудования, повышенные требования к психологической, физической, профессиональной готовности работников, достаточно высокая социальная активность персонала, относительное снижение престижности горняцкого труда – все это определяет особенности освоения угледобывающим предприятием инновационной деятельности.

На большинстве угледобывающих предприятий осуществляются инвестиционные программы, направленные на внедрение инноваций в процесс угледобычи. Реализация технических и технологических инноваций позволяет повышать производительность труда, сокращать эксплуатационные затраты, повышать эффективность использования основного и оборотного капитала и безопасность горных работ. Несмотря на реализуемые технические и технологические инновации, уровень использования высокопроизводительного оборудования остается низким, что связано с отсутствием системного подхода к совершенствованию инновационной деятельности, т.е.оборудование применяется в существующей организационно-технологической системе, которая не позволяет эффективно использовать технику. Например, на предприятиях ООО «СУЭК-Кузбасс» 2/3 оборудования работает с производительностью около 50% от возможной, при этом технологически необходимое время работы нового оборудования не превышает 64% календарного времени. Поэтому, замену технических средств целесообразно осуществлять после реализации в полной мере организационно-технологических и управленческих инноваций.

Одним из факторов, сдерживающим как единичные инновации, так и организацию инновационного процесса в целом, является отсутствие системы моделей и стандартов (регламентов, паспортов) производственных процессов угледобывающего предприятия. Модели и стандарты определяют требуемые параметры производственных процессов и являются эффективными инструментами контроля за освоением моделей и стандартов.

Целями инновационного потенциала угледобывающего предприятия являются:

- разработка рекомендаций по формированию стратегии инновационного развития предприятия;
- определение слабых сторон в организации инновационных процессов на предприятии и выработка рекомендаций по их устранению;
- подготовка информации для принятия решения о поддержке инвестиционными структурами или органами власти крупных инвестиционных проектов и программ угледобывающего предприятия.

К задачам инновационного потенциала угледобывающего предприятия относятся:

- определение уровня инновационной восприимчивости предприятия;
- определение уровня инновационной активности предприятия;
- определение конкурентоспособности угледобывающих предприятий и их продукции.

На инновационную деятельность угледобывающих предприятий оказывают влияние внешние и внутренние факторы. При оценке внешних факторов необходимо отметить в первую очередь востребованность продукции внутренним рынком и налогообложение. Устойчивое, долгосрочное снижение объема внутреннего спроса на угольную продукцию в настоящее время приобрело системный характер. С максимального уровня 1988 года потребление угля сократилось на электростанциях и металлургии в 1,5 раза, в агропромышленном комплексе и ЖКХ, включая население – в1,4 раза. Практически прекратилось использование угля в цементной промышленности. Основная причина падения спроса на внутреннем рынке – межтопливная конкуренция с газом, цены на который регулируются. Известно, что конкурентоспособность угля обеспечивается при соотношении цен уголь-газ на уровне, не менее, чем 1:3. В этой связи, одним из основных резервов для увеличения разрыва в ценах между углем и природным газом, является разработка и реализация угледобывающими предприятиями комплекса мер, обеспечивающих возможность последовательного снижения производственных затрат на добычу. Для иностранных инвесторов инвестиционная привлекатель-

ность угольной отрасли связана с наблюдающимся в последние два года ростом цен на уголь на мировых рынках.

Для существенного расширения объемов угля в российской энергетике необходимо создание комплекса объективно благоприятных условий:

- снижение тарифов на перевозки угля;
- опережающее развитие обогащения и переработки угля – повышение качества и получение продукции с новыми потребительскими свойствами;
- выход на мировой уголь при регулировании соотношения цен на энергоносители;
- промышленное освоение «экологически чистых» угольных технологий по всей производственной цепочке от добычи угля до его использования.

Реализация предложенных мер невозможна без соответствующего развития научной и проектной базы отрасли, без квалифицированных кадров. Сохраняется разрыв между отраслевой наукой, горным образованием и угледобывающими предприятиями, в том числе на уровнях системы воспроизводства научных кадров, обеспечения технологического коридора «прикладные исследования - опытно-конструкторские разработки – производство», подготовка кадров под конкретные направления инновационной деятельности для нужд угольной отрасли.

Таким образом, необходимыми условиями для дальнейшего развития инфраструктурных элементов инновационной деятельности угледобывающих предприятий являются:

1. Постоянный вывод из эксплуатации устаревающих производственных мощностей, модернизация остающихся и строительство новых производств.
2. Увеличение конкурентоспособности угледобывающих предприятий за счет дальнейшего повышения производительности и эффективности труда на основе оснащения угольных предприятий высокопроизводительной техникой и технологиями, отвечающими мировым стандартам безопасности.
3. Создание необходимых условий для ускоренного развития угольной электроэнергетики, которое позволит увеличить внутреннее потребление угля и высвободить ресурсы природного газа.
4. Расширение направлений использования угля и продуктов его переработки, включая их пригодность для получения продуктов углехимии, а также углеродных и композитных материалов.
5. Совершенствование законодательных и нормативных правовых актов в части стимулирования угледобывающих предприятий по совместному финансированию выполнения научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ в рамках государственно-частного партнерства, а также обеспечения доступа научных сотрудников на предприятия угольной промышленности для проведения натурных наблюдений, сбора статистических данных, проведения экспериментов.
6. Создание условий для реализации системных инноваций в результате построения эффективной организационной структуры отечественных угледобывающих предприятий.

УДК 331: 622

## ЗАНЯТОСТЬ И БЕЗРАБОТИЦА В ПЕРИОД РЕСТРУКТУРИЗАЦИИ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ КУЗБАССА

***Урбан О.А.***
***Сибирский филиал Международного института экономики и права***
***г. Новокузнецк***

Развитие угольной отрасли исторически было ориентировано на рост добычи угля, что при экстенсивном пути развития в советские годы требовало значительного увеличения численности шахтеров. Для этого принимались меры экономического стимулирования по

привлечению и закреплению в отрасли кадров. Во многих городах и рабочих поселках угольные предприятия являлись градообразующими и в значительной степени поддерживали развитие социальной сферы. На балансе угольных предприятий Кузбасса находилось 30% объектов жилого фонда и социальной сферы [1]. Всего в угольной отрасли Кузбасса на начало реструктуризации было занято более 342,3 тысяч человек, включая работников объектов социальной сферы [2].

Первоначально в Кузбассе было запланировано к ликвидации 26 шахт. С этой целью предполагалось вначале подготовить техническую документацию для закрытия, создать новые рабочие места, ввести в строй новые мощности, выделяемые средства использовать на социальную защиту шахтеров. На деле с 1994 всего за 9 лет были закрыты 43 шахты и один разрез, в том числе стабильно работающие, перспективные предприятия за счет износа основных фондов и невозможности их обновления из-за отсутствия достаточных инвестиционных ресурсов [3]. Закрытие шахт неизбежно оборачивалось массовыми высвобождениями работавших на них горняков, что стало отличительной чертой реструктуризации угольной отрасли на первоначальных этапах. Рассмотрим динамику численности работников угольной отрасли Кузбасса на протяжении всего периода реструктуризации для выявления отраслевых тенденций в сфере занятости на основе данных региональной статистики (таблица 1), учитывающей персонал по основному виду деятельности на угледобывающих и углеперерабатывающих предприятиях.

Анализ статистических данных, приведенных в таблице 1, выявляет следующие тенденции:

1. За весь период реструктуризации произошло массовое сокращение занятости в отрасли: численность работников по основному виду деятельности сократилась на 138 тыс. человек или на 57,4% от первоначальной в дореформенное время. С учетом работников социальных объектов, стоявших на балансе угольных предприятий, занятость в отрасли уменьшилась на 224,3 тыс. работников [2]. В целом, снижение отраслевой занятости произошло на ~ 50% за счет вынужденных сокращений, регистрируемых статистикой, оставшиеся 50% за счет естественного, добровольного ухода с предприятий и ограничений на прием работников.

2. До 2000 года процессы сокращения занятости в отрасли шли особенно интенсивно. В этот период из отрасли «ушли» 85,5% от общей численности высвобожденных работников. Именно массовое высвобождение работников стало самым важным социальным следствием реструктуризации угольной отрасли, а проблема занятости горняков определила уровень социальной напряженности в регионе в целом.

В то же время официально сокращенных в общей массе высвобожденных было всего 26,1%. Уволенные с ликвидируемых организаций, по данным ГУ «Соцуголь», в 1998 году составляли 19 тыс.человек, [2] или 18,1% от всех высвобожденных из отрасли.

Из приведенных статистикой данных следует принципиальный вывод: причиной массового сокращения численности работников угольной отрасли на первом этапе реструктуризации стали не столько объективно взаимосвязанные процессы запланированной ликвидации шахт и сокращения рабочей силы, сколько причины субъективного характера. Во-первых, это действия руководства, которое стимулировало добровольный уход горняков с угольного предприятия с целью банкротства и дальнейшего получения бюджетного финансирования для закрытия предприятия. Во-вторых, горняки в большинстве своем увольнялись по собственному желанию из-за неуверенности в будущем предприятий. Так, от общего числа выбывших увольнения по собственному желанию в среднем по разным годам достигали 50%.

3. С 2000 года наступил период относительной стабилизации занятости в отрасли. В этот период прекратилось закрытие шахт в Кузбассе, и к 003 году категория уволенных работников с ликвидируемых организаций практически исчезла из группы высвобожденных [2]. Однако на фоне роста объемов добычи угля и рентабельности отрасли с 2006 года стала проявляться тенденция к снижению численности персонала угольных предприятий.

Таблица 1 - Динамика высвобождения работников угольной промышленности Кемеровской области за период 1994-2009 гг. [4]

| Годы | Численность персонала (тыс.чел) | В связи с сокращением – нарастающим итогом (тыс.чел.) | Всего изменение численности работников по сравнению с предшествующим годом (тыс.чел.) | Всего снижение численности работников (нарастающим итогом) тыс.чел. |
|---|---|---|---|---|
| 1994 | 240,6 | | - | |
| 1995 | 215,5 | 5,2 | -25,1 | -25,1 |
| 1996 | 196,3 | 10,7 | -19,2 | -44,3 |
| 1997 | 153,2 | 17,3 | -43,1 | -87,4 |
| 1998 | 135,8 | 27,4 | -17,4 | -104,8 |
| 1999 | 134,9 | 38,7 | -0,9 | -105,7 |
| 2000 | 130,6 | 43,9 | -4,3 | -110 |
| 2001 | 132,7 | 46,6 | 2,1 | -107,9 |
| 2002 | 126,7 | 49,9 | -6 | -113,9 |
| 2003 | 127,9 | 51,1 | 1,2 | -112,7 |
| 2004 | 129,6 | 52,9 | 1,7 | -111 |
| 2005 | 133,1 | 55,9 | 3,5 | -107,5 |
| 2006 | 124,4 | 59,5 | -8,7 | -116,2 |
| 2007 | 120,7 | 60,7 | -3,7 | -119,9 |
| 2008 | 118,0 | 61,8 | -2,7 | -122,6 |
| 2009 | 102,6 | н/д | -15,4 | -138 |

В 2000 –е годы произошло и региональное перераспределение занятости. В Кемеровской области отмечен самый высокий прирост удельного веса численности персонала в угольной отрасли России. Если в 1994 году численность работников угольной отрасли в Кузбассе составляла 39,9% от общероссийской, то в 2003 году - 52,8%. Это свидетельствовало о том, что в процессе реструктуризации регион приобрел статус перспективного региона угледобычи [5].

4. Мировой финансово-экономический кризис оказал существенное влияние на отраслевую занятость. С начала кризиса в региональном разрезе в угольной отрасли Кузбасса произошло наибольшее сокращение численности занятых [6].

С конца 2008 года начались активные процессы высвобождения и к началу 2010 года численность персонала угольных предприятий снизилась на 15,4 тыс. чел. или на 15%. Такие сокращения по масштабам близки напряженным годам первого этапа реструктуризации. По данным статистики, за 7 месяцев 2010 года численность работников отрасли уже сократилась на 1200 человек и в августе составила 101,4 тыс.чел.[7]. В каждой угольной компании наблюдалась своя специфика с движением трудовых ресурсов (комплекс реализуемых мер был направлен на оптимизацию процессов сокращения на предприятиях - пенсионеров, нарушителей дисциплины и др.; организация общественных работ и пр.). Учитывая, что в 2010 году угольная отрасль Кузбасса по добычи угля вышла на докризисный уровень, можно утверждать, что начавшийся процесс высвобождения под воздействием кризисных факторов будет продолжаться.

Для сдерживания роста безработицы широкое использование разнообразных форм нестандартной (неполной) занятости с начала реформ 90-х стало особенностью адаптации всех отраслевых предприятий российской (региональной) экономики. В этом плане угольная отрасль являясь единственной, где было запланировано целенаправленное высвобождение работников, не стала исключением (таблица 2).

Таблица 2 - Неполная занятость в угольной отрасли в период с 1996 по 2009 гг.[8]

| | Работавшие неполное рабочее время по инициативе администрации | | Отпуска по инициативе администрации | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | тыс. чел. | в % к среднеспис. числен. | тыс. чел. | в % к среднеспис. числен. | в том числе без сохр. зарплаты | тыс. человекодней | на одного работающего, дней |
| 1996 | 1,3 | 0,7 | 17,4 | 9,0 | 7,2 | 233 | 13 |
| 1997 | 2,3 | 1,4 | 15,6 | 9,3 | 6,7 | 414 | 27 |
| 1998 | 3,8 | 2,7 | 13,9 | 9,8 | 4,2 | 557 | 40 |
| 1999 | 1,7 | 1,2 | 5,1 | 3,8 | 1,4 | 143 | 28 |
| 2000 | 0,4 | 0,3 | 1,0 | 0,8 | 0,6 | 12 | 12 |
| 2001 | 0,01 | 0 | 1,1 | 0,9 | 0,3 | 10 | 4 |
| 2002 | 0,3 | 0,2 | 2,4 | 1,9 | 1,1 | 100 | 41 |
| 2003 | 0,004 | 0 | 0,4 | 0,4 | 0,3 | 9 | 16 |
| 2004 | 0,01 | 0 | 0,3 | 0,2 | - | 3 | 11 |
| 2005 | 0,001 | 0 | 0,4 | 0,6 | - | 4,3 | 8 |
| 2006 | 0,70 | 0,5 | 1,4 | 0,7 | - | 9,2 | 14 |
| 2007 | - | - | 0,9 | 0,7 | - | 40,1 | 45 |
| 2008 | 4,7 | 3,5 | 1,67 | 1,3 | - | 36,5 | 22 |
| 2009 | 10,3 | 10,0 | н/д | н/д | н/д | н/д | н/д |

Данные таблицы 2 позволяют сделать ряд обобщений:

1. Несмотря на активные процессы высвобождения избыточной рабочей силы в угольной отрасли, нестандартная занятость была широко распространена и имела устойчивый характер на угольных предприятиях региона до 2000 года. В структуре нестандартной занятости основная доля приходилась на административные отпуска, большая часть из которых предоставлялась без сохранения заработной платы: 1996 г. - 81%, в 1997 г. – 67%, в 1998 г. - 41%. Потери рабочего времени в связи с отпусками по инициативе администрации до 1998 года имели тенденцию роста. Наибольшие потери рабочего времени отмечены в 1998 году, которые были больше в сравнении с 1996 г. в 2,3 раза, в сравнении с 1997 г. в 1, 3 раза.

Де факто горняки, сохраняя статус занятого, превращались в безработных, но без соответствующих социальных выплат. В среднем неформально установленными администрацией нормами десятая часть горняков (~10-13 тыс.чел.) один месяц в году на протяжении 3 лет была лишена средств к существованию, что свидетельствовало о неправовом характере трудовых отношений, когда нормы трудового права игнорировались полностью.

Для руководителей угольных предприятий перевод работников в режим неполной занятости означал, с одной стороны, сдерживание в определенной степени неконтролируемых процессов высвобождения на территории с монопрофессиональным типом занятости, с другой - существенную экономию затрат на рабочую силу и возможность перераспределения бюджетных средств в своих интересах. Последний мотив вероятнее всего был доминирующим с учетом поведенческих особенностей руководства предприятий в рамках асоциальной модели развития корпоративной собственности.

2. С 2000 года масштабы неполной занятости существенно уменьшаются. Использование режима неполного рабочего времени по инициативе администрации отмечается в единичных случаях на отдельных предприятиях и в отдельные годы. Масштаб применения вынужденных административных отпусков с 2003г. значительно уменьшился и не превышал 0,7% от среднесписочной численности работников угольной отрасли, или не более 900

человек в год. Тенденция сокращения продолжительности административных отпусков (в расчете на одного работника) отмечается как неустойчивая. С 2004 года прекратились административные отпуска без оплаты. Существенно снизились потери рабочего времени в связи с отпусками по инициативе администрации.

3. Мировой финансово-экономический кризис, начавшийся для угольной отрасли в четвертом квартале 2008 года резким падением спроса, снижением цен на продукцию, привел к значительному расширению масштабов неполной занятости, но с существенным отличием – соблюдение трудовых прав работников в части оплаты труда в режиме неполного рабочего времени: в Кузбассе работодатель производил три четверти оплаты от среднего заработка. В 2009 году ~ 10% работников угольной отрасли региона находились в режиме неполного рабочего времени. В 1998 г. – 12,5% работали неполное время и находились в административных отпусках.

Сопоставление данных таблиц 1 и 2 позволяет сделать ряд выводов относительно отраслевой специфики трансформации занятости в период реструктуризации угольной отрасли.

Во-первых, в 90-е гг. наблюдалась одновременная реализация противоположных стратегий адаптации к кризисным условиям – активное высвобождение избыточной рабочей силы, сопровождавшее модернизацию в рыночных условиях и широкие масштабы применения нестандартных форм занятости как отличительные особенности адаптации российских предприятий в кризисные периоды для сохранения занятости и социальной стабильности. В итоге кризис в сфере труда и занятости в угольной промышленности в отраслевом сравнении приобрел максимально острый характер. Не случайно уровень социальной напряженности и накал протестного шахтерского движения в Кемеровской области в середине 90-х гг. были самыми высокими по стране.

Во-вторых, в 2000 –е гг. в сфере занятости отмечается стабилизация численности персонала угольных предприятий (с незначительной динамикой к ее снижению) и практически повсеместный переход к формально установленной стандартной (полной) занятости. Общие масштабы неполной занятости стали минимальными и в среднем охватывали менее 1% работающих в отрасли. Отмеченные процессы свидетельствуют об общей стабилизации ситуации в сфере занятости, сопровождающей положительную динамику социально-экономических показателей развития угольной отрасли.

В-третьих, с началом мирового финансово-экономического кризиса в сфере занятости стали вновь проявляться тенденции активного высвобождения рабочей силы и широкого использования форм нестандартной занятости, сопоставимые по масштабам с 90-х гг., но без роста социальной напряженности в отраслевом и региональном аспектах. В этой связи неполная занятость на фоне сокращения численности работников угольных предприятий выполнила защитную функцию сдерживания роста социальной напряженности и безработицы.

Таким образом, анализ сферы занятости в угольной отрасли в процессе реструктуризации отражает корреляцию процессов высвобождения, масштабов неполной занятости с текущим социально-экономическим состоянием отраслевых предприятий: в кризисные периоды отмеченные процессы приобретают массовый характер.

Ситуация с занятостью в угольной отрасли оказывала различное влияние на состояние регионального и локальных рынков труда шахтерских городов и поселков (таблица 3).

Данные таблицы 3 позволяют выявить следующие зависимые от процессов изменения занятости в угольной отрасли тенденции на региональном и локальных рынках труда в рамках общей периодизации в сфере занятости в угольной отрасли (таблица 1).

1.Период 1994-2000 гг. является периодом интенсивного сокращения численности работников угольной отрасли.

Массовые высвобождения работников угольной отрасли в целом не оказали существенного влияние на состояние регионального рынка труда. Уровень безработицы в Кемеровской области до 2000 г. был ниже или сопоставим с общероссийским и стал заметно пре-

вышать общероссийское значение с 2003 года, когда в угольной отрасли произошла стабилизация занятости.

Массовое высвобождение персонала закрываемых угольных предприятий, сокращения на действующих, добровольное увольнение с неперспективных предприятий оказывало существенное влияние на состояние рынка труда шахтерских городов Кузбасса, где шахты были градообразующими предприятиями и сложился монопрофессиональный тип занятости населения. Безработица стала важнейшей социальной проблемой моногородов Кузбасса. Максимальные значения уровня безработицы были достигнуты в гг. Киселевск, Осинники, Березовский, Ленинск-Кузнецкий и Анжеро-Судженск, Полысаево.

Таблица 3 - Динамика уровня официально зарегистрированной безработицы по шахтерским городам Кузбасса за период 1994-2009 гг. [9]

| Города | Уровень официально зарегистрированной безработицы (по годам) | | | | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 94 | 95 | 96 | 97 | 98 | 99 | 00 | 01 | 03 | 04 | 05 | 07 | 08 | 09 |
| **РФ** | **0,8** | **3,3** | **3,6** | **2,9** | **2,9** | **1,7** | **1,4** | **1,6** | **2,3** | **2,6** | **2,5** | **2,1** | **2,0** | **2,9** |
| **Кемеровская область** | **0,9** | **1,5** | **2,2** | **1,9** | **2,7** | **1,6** | **1,5** | **1,7** | **3,2** | **3,8** | **3,4** | **2,7** | **2,0** | **3,4** |
| Анжеро-Судженск | 0,02 | 0,1 | 0,6 | 0,6 | 3,3 | 2,2 | 3,0 | 1,5 | 4,1 | 5,0 | 4,3 | 1,9 | 1,5 | 3,1 |
| Белово | 0,3 | 0,7 | 2,0 | 2,0 | 1,8 | 1,2 | 0,8 | 1,1 | 1,7 | 2,5 | 2,4 | 1,7 | 1,4 | 2,5 |
| Березовский | 0,4 | 1,5 | 2,6 | 2,5 | 4,0 | 3,3 | 2,8 | 2,8 | 5,4 | 5,3 | 3,4 | 1,8 | 1,9 | 3,5 |
| Калтан | - | - | - | - | - | - | 2,3 | 2,9 | 4,1 | 4,4 | 3,7 | 2,0 | 1,6 | 2,8 |
| Кемерово | 0,9 | 1,1 | 1,9 | 2,0 | 1,5 | 0,9 | 1,0 | 1,3 | 1,7 | 1,6 | 1,5 | 1,1 | 1,0 | 1,8 |
| Киселевск | 1,1 | 2,7 | 4,5 | 3,7 | 4,9 | 2,6 | 2,8 | 2,5 | 3,4 | 3,9 | 3,8 | 2,9 | 1,8 | 3,3 |
| Ленинск-Кузнецкий | - | - | - | - | 4,0 | 2,1 | 1,9 | 1,8 | 3,4 | 4,5 | 3,4 | 2,4 | 1,8 | 3,6 |
| Междуреченск | 0,9 | 1,0 | 2,6 | 1,8 | 2,0 | 1,5 | 1,6 | 1,7 | 3,6 | 3,5 | 3,0 | 2,5 | 2,5 | 4,8 |
| Новокузнецк | 0,6 | 0,6 | 0,9 | 0,7 | 1,2 | 0,7 | 0,5 | 1,0 | 1,2 | 1,3 | 1,1 | 1,1 | 1,0 | 2,2 |
| Осинники | 1,0 | 1,6 | 3,6 | 2,3 | 4,7 | 2,5 | 1,6 | 2,1 | 3,7 | 3,9 | 2,7 | 2,9 | 1,9 | 3,8 |
| Полысаево | - | - | - | - | - | - | 4,5 | 3,0 | 11 | 11 | 5,4 | 3,0 | 1,6 | 3,2 |
| Прокопьевск | 0,6 | 1,4 | 2,3 | 1,9 | 1,6 | 1,3 | 1,4 | 1,4 | 2,4 | 2,3 | 1,9 | 2,2 | 1,7 | 2,7 |

Для оценки ситуации на рынке труда более важное значение, чем официально зарегистрированный уровень безработицы, имеет коэффициент напряженности - отношение численности не занятых трудовой деятельностью граждан, состоящих на учете в органах государственной службы занятости, к числу вакансий, заявленных организациями в эти органы. Разработанные М.Д.Поваричем критерии оценки ситуации на рынке труда региона с использованием коэффициента напряженности характеризуют следующие значения: коэффициент напряженности выше регионального от 3 до 10 раз - ситуация оценивается как напряженная; в 10 и более раз, ситуация становится критической [10]. В этой связи ситуация на рынке труда ряда городов и поселков области характеризовалась как критическая или напряженная. В 1998 году по Кемеровской отрасли коэффициент напряженности составил 9,4, а в г. Осинники – 124, г. Мыски – 28,8; в Березовском – 49; Междуреченске - 32,5; Анжеро-Суджинске – 23,5; Калтане - 124 [11]. Сложившаяся обстановка на локальных рынках труда означала глубочайший социальный кризис, вышедший за рамки региона.

В этот период реструктуризация угольной отрасли вызвала в регионе структурную безработицу. В среднем по области в 1998 году каждый седьмой безработный, состоящий на

учете в службе занятости, являлся бывшим работником угольной отрасли: в Березовском – каждый второй; Киселевске – каждый третий; Прокопьвске, Белове и Междуреченске - каждый четвертый. В Анжеро-Судженске значение данного показателя достигло 71%. [12]

Ситуация с трудоустройством безработных шахтеров сложилась критическая. Во-первых, в моногородах емкость рынка труда объективно ограничена, а закрытие в короткий период времени значительного количества угольных предприятий привело к появлению на рынке труда большого количества ищущих работу в одной отраслевой сфере. Действующие угольные предприятия были не в состоянии трудоустроить высвободившихся горняков. Во-вторых, в условиях общего промышленного спада возможности для трудоустройства шахтёров на других отраслевых предприятиях становились все более ограниченными. В - третьих, переезд на новое место жительства для трудоустройства был проблематичен из-за отсутствия жилья.

Тем не менее, в первые годы реструктуризации около 40% высвобожденных с закрываемых предприятий работников трудоустраивались переводом на действующие предприятия угольной отрасли, в том числе убыточные. С одной стороны, это снижало локальную социальную напряженность на рынках труда, с другой воспроизводились дотационные рабочие места, которые впоследствии также были ликвидированы [13].

2. С начала 2000 – гг. и до начала мирового финансово-экономического кризиса – период стабилизации в сфере занятости в угольной отрасли.

По мере завершения массового закрытия шахт, перехода отраслевых предприятий на рентабельный уровень работы и стабилизации в сфере занятости произошло изменение ситуации на локальных рынках труда. В ряде городов, где сосредоточены угольные предприятия (Киселевск, Анжеро- Судженск, Березовский, Ленинск-Кузнецкий) уровень безработицы превышал среднее региональное значение [14]. Однако на дальнейшее формирование уровня безработицы стали оказывать ключевое влияние другие факторы: иные категории граждан, признанные в качестве безработных, отсутствие достаточного количества рабочих мест в других секторах экономики. Например, на конец 2005 года безработных шахтеров было 2,9 тыс.чел. или 3 % всех категорий граждан [2].

3. Период мирового финансово-экономического кризиса. Отмечаются негативные тенденции на рынках труда шахтерских городов, в большинстве которых уровень регистрируемой безработица повысился почти в два раза: гг. Междуреченск, Осинники, Ленинск-Кузнецкий, Полысаево, Новокузнецк, Анжеро-Судженск. Также в 2009 году наблюдается рост коэффициента напряженности практически во всех учитываемых шахтерских городах. В 2010 году отмечается снижение этого показателя в в гг. Анжеро-Судженский (с 5,3 до 4,8); Междуреченск (с 7 до 2,7); Калтан (с10 до 8,9) , увеличение в гг. Белово (с 3,8 до 4,6); Березовский (с 3,9 до 4,8); Полысаево (с 5,5 до 29) и др. [14].

В отличие от кризисных 90-х гг. рост безработицы в шахтерских городах и поселках связан не только с проблемами в развитии самой угольной промышленности, но и с интенсивным ростом безработицы в целом по другим отраслевым предприятиям, что резко сужает реальные возможности рынка труда в отраслевом и региональном разрезах.

В заключении отметим, что массовое высвобождение работников угольной отрасли на первоначальных этапах реструктуризации, определив в целом характер социальной ситуации регионе, оказало ключевое влияние на формирование механизмов регулирования социальных последствий реструктуризации и поддержки занятости высвобождаемых работников. В угольной отрасли были разработаны основы государственной социально ориентированной антикризисной политики, опыт проведения которой использован в политике сохранения стабильности на рынках труда в период современного кризиса в рамках регионального подхода.

Список литературы

1. Кислюк М.Б. Угольная промышленность Кузбасса и меры социально-экономической стабилизации в регионе// Уголь. – 1997. - №4. – с. 23-28

2. Обзор основных итогов реализации мероприятий по обеспечении занятости в шахтерских городах Кузбасса за период реструктуризации угольной промышленности. - Уголь – 2006. - №3. – с.38-49.

3. Угольный Кузбасс: страницы истории / [Дьяков Ю. И. и др.]; Администрация Кемеровской области, Департамент топливно-энергетического комплекса Кемеровской области. - Кемерово: 2005. – с. 268.

4. Источники: Занятость и безработица в Кузбассе (январь-декабрь 1994-1996 г.); Занятость и безработица в Кузбассе (январь-декабрь 1996-1998 г.); Занятость и безработица в Кузбассе (январь-март 1999-2000 г.); Занятость и безработица в Кузбассе (январь-декабрь 1998-2000 г.); Занятость и безработица в Кузбассе (январь-декабрь 2000-2001 г.); Занятость и безработица в Кузбассе (январь-декабрь 2001-2002 г.); Занятость и безработица в Кузбассе (январь-декабрь 2002-2004 г.); Занятость и безработица в Кузбассе (январь-июнь 2004-2005 г.); [Электронный ресурс] .- URL: http://www.ufz-kemerovo.ru/stat/index.php; Труд и занятость в Кемеровской области (2004- 2008 гг.): стат. сб. / Кемеровостат. – Кемерово, 2009. – с.60-62; 94,97; Рынок труда и занятость населения [Электронный ресурс] .- URL: http://www.kemerovostat.ru/digital/region9/2007.htm

5. Проскурин С.К., Грунь В.Д., Беседа С.Н. Кадровые изменения в угольной отрасли в период ее реструктуризации // Уголь. – 2005. - №3. – с.55-57

6. Пяткин, А.А. Рожков А.А. Проблемы снижения напряженности на рынках труда углепромышленных территорий в условиях преодоления современных кризисных явлений // Уголь. – 2009. - №5. – С. 53-58.

7. Рынок труда и занятость населения [Электронный ресурс] .- URL: http://www.kemerovostat.ru/default.aspx

8. Источники: Источники: Статистические сборники: Занятость и безработица в Кузбассе (январь-декабрь 1994-1996 г.) ; Занятость и безработица в Кузбассе (январь-декабрь 1996-1998 г.); Занятость и безработица в Кузбассе (январь-март 1999-2000 г.); Занятость и безработица в Кузбассе (январь-декабрь 1998-2000 г.)»; «Занятость и безработица в Кузбассе (январь-декабрь 2000-2001 г.); Занятость и безработица в Кузбассе (январь-декабрь 2001-2002 г.); Занятость и безработица в Кузбассе (январь-декабрь 2002-2004 г.); Занятость и безработица в Кузбассе (январь-июнь 2004-2005 г.); Занятость и безработица в Кузбассе (январь-март 2007-2008 гг.) [Электронный ресурс] .- URL: http://www.ufz-kemerovo.ru/stat/index.php; Труд и занятость в Кемеровской области (2004- 2008 гг.): стат. сб. / Кемеровостат. – Кемерово, 2009. – с.114; Рынок труда и занятость населения [Электронный ресурс] .- URL: http://www.kemerovostat.ru/default.aspx

9. Источники: Обзор основных итогов реализации мероприятий по обеспечении занятости в шахтерских городах Кузбасса за период реструктуризации угольной промышленности. - Уголь – 2006. - №3. – с. 39; ГУ «Соцуголь информирует». Ситуация на рынках труда углепромышленных территорий // Уголь. – 2009. - №6. – с.63.

10. Поварич М.Д. Управление рынком труда региона: системный подход. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 1999, - с. 248.

11.Города и районы Кузбасса. Статистический сборник. Кемерово: Кемеровостат 2002. – с.380.

12.Занятость и безработица в Кузбассе (январь-декабрь 1996-1998 г.) [Электронный ресурс] .- URL: http://www.ufz-kemerovo.ru/stat/index.php

# СЕКЦИЯ «ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЕ, ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ И ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ СИСТЕМЫ»

УДК 62-83-52:622.445

# КОМПЛЕКС УПРАВЛЕНИЯ ГРУППАМИ ШАХТНЫХ ВЕНТИЛЯТОРНЫХ УСТАНОВОК

***[1]Сорокин А.А., [2]Мещерин А.Т., [1]Пугачев Е.В., [1]Ваулин Г.А., [1]Сухов М.В., [2]Мещерина Ю.А., [1]Ершов А.М., [2]Иванов А.С.***

***1 - ООО Научно-производственная фирма «ИНТЕХСИБ»***

***2 - Сибирский государственный индустриальный университет***

***г. Новокузнецк***

Система управления группами шахтных вентиляторных установок предназначена для управления электроприводом вентиляторов, автоматического ввода резерва, управления электроприводом реверсивных ляд. Система управления совместно с системой контроля основных параметров и телеметрии объединена в составе комплекса управления группами шахтных вентиляторных установок (КУГВ-01). Этот «Комплекс» разработан для угольных шахт и рудников и внедрен на вентиляторе главного проветривания Казского филиала ОАО «Евразруда» в 2008 г.

В 2010 г. «Комплекс» внедрен на трех группах вентиляторных установок главного проветривания 4ВЦ-15, а в 2011 г. – на газоотсасывающей вентиляторной установке 4УВЦГ-15 филиала «Шахта «Есаульская» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь».

«Комплекс» КУГВ-01 предназначен для:

– автоматического дистанционного управления группами вентиляторных установок с возможностью «местного» управления каждым агрегатом;

– автоматического ввода резервного вентилятора при остановке рабочего;

– рассинхронизации пусковых интервалов приводных двигателей вентиляторов;

– преобразования параметров, характеризующих работу вентиляторных установок, в электрический сигнал с последующей обработкой и передачей на пульты диспетчера и оператора для отображения информации;

– защиты узлов вентиляторов от превышения предельно-допустимых параметров.

На многоагрегатных установках «Комплекс» КУГВ-01 производит включение приводных высоковольтных электродвигателей по времени независимо от сочетания поступающих команд и сигналов. В результате удаётся избежать перегрузки сети 6,0 кВ. После отключения высоковольтного выключателя асинхронного электродвигателя производится принудительная выдержка до пяти минут с целью остывания частей выключателя и устранения ударных нагрузок в гибких муфтах, а также при пуске асинхронного электродвигателя вдогонку.

Система контроля основных параметров и телеметрии «Комплекса» КУГВ-01 изготовлена в соответствии с ГОСТ Р 52350.11-2005 и устанавливается как во взрывоопасной зоне, так и вне взрывоопасной зоны. Функциональная структура управления группами вентиляторов представлена на рисунке 1.

Состав «Комплекса» КУГВ-01.

1. Система управления электроприводами вентиляторов и реверсирующей ляды для каждой группы вентиляторов конструктивно выполнена в виде шкафа ШУГВ-01 со встроенным пультом управления. В шкафу ШУГВ-01 установлены блоки и устройства:

– четырехканальные прграммируемо-защитные устройства ПЗУ-01, которые обеспечивают задание уставок аварийного отключения, предупредительного уровня, диагностику линии подключения датчика и самого датчика, а также ввод коэффициентов пересчёта частоты в физическую величину. Используемый спектр сигнала расположен выше спектра телефонной связи, и значительно отличается от частоты 50 Гц и гармоник, кратных общепромышленной частоте, генерируемых мощными преобразователями и электрическими аппаратами, поэтому влияние наиболее вероятных источников помех – минимальное. В устройст-

вах ПЗУ-01 измерение частоты производится в течение 1 – 32 с, благодаря чему исключается влияние кратковременных наводок и импульсов;

– блок автоматического ввода резервного вентилятора с микроконтроллером преобразования потока информации в цифровой код и формирователем команд дистанционного управления;

– блок управления пускателем электропривода лебедки реверсирующей ляды с блокировочным устройством.

2. Шкаф управления лебедками – ШУЛ-01. Содержит тиристорный регулятор напряжения статора асинхронного короткозамкнутого электродвигателя и реверсивные пускатели.

3. Распредпункт сигналов телеметрии – РСТ-01. Распредпункт РСТ-01 оборудован барьерами искрозащиты и источником питания с искробезопасным выходом.

4. Модуль управления высоковольтным выключателем – МУВ.

5. Пульты дистанционного управления диспетчера и оператора. Основными узлами обоих пультов являются центральные модули передачи информации – ЦМПИ-1 для пульта оператора и ЦМПИ-2 – для пульта диспетчера. Ввод данных параметров телеметрии и состояния дискретных каналов в модуль ЦМПИ-1 оператора осуществляется от модуля дистанционного управления – МДУ, расположенного в шкафу ШУГВ-01, для одной группы вентиляторов через мультиплексор.

Рисунок 1 – Функциональная структура управления группами вентиляторов

Во взрывоопасной зоне установлены датчики: температуры подшипников электродвигателей; теплоносителя на входе и выходе калорифера; окружающей среды; вибрации подшипников; давления теплоносителя на входе и выходе калорифера; статического и дифференциального давления в вентиляционном стволе.

Для передачи информации от удаленных активных датчиков основных параметров вентиляторных установок в «Комплексе» КУГВ-01 реализовано частотное кодирование сигналов в устройствах ККИ-1 для снижение потребляемого тока системой телеметрии местного управления до искробезопасных значений и повышения помехозащищенности и достоверности передачи данных в условиях сильных электромагнитных полей. Аналоговые сигналы температуры, вибрации обрабатываются, преобразуются и нормируются малопотребляющими микроконтроллерами в унифицированный частотный сигнал 7200 – 14400 Гц и да-

лее по физической паре передаются на вторичный прибор. Микроконтроллерные преобразователи расположены в непосредственной близости от датчиков в устройствах ККИ-1. Устройство ККИ-1 передаёт информационные сигналы через усилительно-искробазопасный барьер, расположенный вне искробезопасной зоны, на распредпункт РСТ-01. Частотный сигнал нечувствителен к помехам, легко передаётся через трансформаторные и оптические развязки. На безопасном удалении от взрывоопасной зоны, для вентиляторов 30 м, устанавливается распредпункт сигналов телеметрии РСТ-01 , состоящий из искробезопасного источника питания схем преобразования сигналов, а также барьеров искробезопасности. После барьеров сигнал усиливается и может передаваться на расстояние до нескольких километров по телефонному кабелю или витой паре. Использование современных полупроводниковых датчиков и микросхем позволило снизить потребляемый ток до 15 мА, при напряжении питания до 12 В на канал измерения и тем самым обеспечить искобезопасность цепей датчиков.

В этой же зоне расположен пульт «местного» управления.

Информация о работе вентиляторов передаётся на пульт диспетчера тремя возможными способами, в зависимости от удаления установки от диспетчерского пункта и плана шахты. Это проводная линия, радиоканал 433 МГц и GSM связь. Проводная линия связи с диспетчером слабозащищена от вандализма, льда и обрывов. Кабель, проложенный в шахте подвержен действию воды, агрессивной атмосферы и внешним повреждениям. Прокладка канала связи по поверхности или под землёй связана с высокой стоимостью работ и самого кабеля. Использование существующих кабельных сетей шахт, где имеются жилы, задействованные для другого оборудования, не представляется возможным по причине необходимости проведения работ по испытанию на искробезопасность и прохождения сертификации на совместное использование кабельной линии.

Мощность передатчика 433 МГц не превышает 10 мВт и регистрация радиомодемов в государственной комиссии по радиочастотам не требуется. Радиоканал 433 МГц является наиболее предпочтительным каналом связи, так как обладает хорошей устойчивостью связи и помехозащищенностью, но применение иногда ограничено естественными препятствиями. Ограничение по мощности требует наличия прямой видимости и применения направленных антенн. Как альтернатива радиомодемам 433 МГц было разработано GSM оборудование для передачи телеметрической информации по сети Internet. Использование GSM очень удобно, так как протокол TCP/IP хорошо стыкуется с программным обеспечением серверов и локальных сетей шахт, но повсеместное использование GSM ограничено по причине зависимости работы технологических установок предприятия от сотового оператора. Оптимальное решение, как показал опыт эксплуатации системы телеметрии - это использование дублированной связи двумя разными способами.

«Комплекс» КУГВ-01 сертифицирован по ГОСТ Р 52350.11-2005 и может применяться на вентиляторах главного проветривания, газоотсасывающих установках, а также дегазационных установках шахт опасных по газу или пыли. На дегазационных установках необходимо обеспечить искробезопасность цепей датчиков контроля работы насосов, при этом, как показывает опыт, в том же здании используются вторичные приборы, не сертифицированные на искробезопасность. В описанной системе указанных недостатков нет, так как все цепи, располагаемые в опасной зоне, искоробезопасны.

Благодаря малому энергопотреблению измерительных цепей и электронных схем управления, «Комплекс» КУГВ-01 может до семи часов работать от внутреннего бесперебойного источника питания. Длительная работа без основного питания удобна при анализе работы вентиляционной установки в переходных процессах, вводе резерва, отключении резервного ввода.

**Вывод.** Преимущество «Комплекса» КУГВ-01 – это использование новой микросхемотехники и снижение потребляемой мощности датчиками и схемами обработки сигнала, усиление сигнала и его нормирование вблизи источника сигнала и частотно-модулированного сигнала, нечувствительного к помехам, удобного для преобразования и передачи на большие расстояния.

УДК 621.31

# АВТОМАТИЗАЦИЯ ВОДООТЛИВНОЙ УСТАНОВКОЙ С РЕГУЛИРОВАНИЕМ РАБОТЫ НАСОСА В ФУНКЦИИ ХАРАКТЕРИСТИК НАПОРНОГО ТРУБОПРОВОДА

***Пугачев Е.В., Бих В.В.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Водоотливная установка является одним из крупнейших потребителей электроэнергии угольной шахты (на ее долю в среднем приходится около 20% от общего расхода). При этом она относится к потребителям I категории, перерыв электроснабжения которых недопустим. Также в соответствии с правилами безопасности она должна откачивать суточный приток воды за 20 часов. Все это предъявляет особые требования к режиму работы водоотливной установки и способу управления ею.

В настоящее время на большинстве шахт Кузбасса управление насосными установками водоотлива производится при помощи серийно выпускавшейся аппаратуры ВАВ -1М и ее модификаций. Основными недостатками этой аппаратуры является:

− применение устаревшей элементной базы, что приводит к частым отказам релейных и полупроводниковых элементов;

− отсутствие контроля технологических параметров работы насоса (температуры и вибрации подшипников насоса);

− постоянно изменяющихся характеристик трубопровода (сопротивление трубопровода, подсос воздуха).

Поэтому актуальной задачей является модернизация систем автоматизации водоотливных установок с использованием микропроцессорных контроллеров и высокоэффективных первичных средств сбора информации (датчики давления, расхода, температуры, вибрации).

Рассматривая главную водоотливную установку как объект автоматизации необходимо отметить следующие ее параметры: в соответствии с требованиями правил безопасности она оборудуется не менее чем тремя насосными агрегатами, а по стволу прокладываются не менее двух нагнетательных трубопроводов. В насосной камере трубопровод закольцован и оборудован распределительными задвижками, что образует коллектор. С помощью этих задвижек каждый из насосов может работать на один из напорных ставов или на оба става в параллель.

шахтные водоотливные установки характеризуются следующими основными показателями:

– напор, H (м);
– напор при нулевой подаче, $H_0$ (м);
– нормальный приток воды в шахту, Q ($м^3$/ч);
– температура подшипников насоса, t ($^0$C);
– вибрация подшипников насоса, W (мм/с);
– температура обмотки двигателя, $\theta$ ($^0$C);
– мощность на валу насоса, N (кВт).

Режим работы насосной установки определяется по графику (рисунок 1) как точка пересечения напорных характеристик насоса и трубопроводной сети.

Наиболее экономичный режим работы должен находится в границах рабочего участка характеристики, ограничиваемого значениями КПД, определяемого из следующего соотношения:

$$\eta_{доп} = (0{,}85\text{-}0{,}95)\cdot\eta_{max}\,.$$

Заштрихованный прямоугольный треугольник, катеты которого проведены через точки 1 и 2, определяет зону промышленного использования насоса. Точка 1 ограничивает ра-

бочий диапазон из условий возникновения эффекта кавитации, а точка 2 – уровнем КПД установки.

$H_м = f(Q)$ - график напорных характеристик машины (насоса); $H_c = \varphi(Q)$ – график-трубопроводной сети; О – рабочая точка; $Q_0$, $Q_1$ и $Q_2$($H_0$, $H_1$ и $H_2$) – соответственно рабочая, минимальная и максимальная подача (напор) насоса в рабочей зоне

Рисунок 1 – График изменения напорных характеристик насоса и трубопроводной сети

Кавитация приводит к увеличению вибрации подшипников, эррозии материалов стенок насоса, коррозии рабочих органов насоса. Таким образом, средства автоматизации должны осуществлять непрерывный контроль напора, производительности (расхода) водоотливной установки, а также температуры и вибрации подшипников насосных агрегатов.

В случае выхода характеристик за рабочий диапазон необходимо осуществлять регулирование режимов работы насосов. Одним из двух наиболее распространенных способов:

– дросселированием потока при помощи запорной арматуры;
– изменением числа оборотов вала насосного агрегата.

В первом случае в качестве регулирующего органа используется задвижка, установленная на напорном трубопроводе насоса, при закрытии которой ухудшается гидравлический рабочий процесс самого насоса, в нем появляются обратные токи жидкости, вибрация и шум, а также нагрев всего агрегата и проточного тракта. Все это сопровождается потерями энергии.

Во втором случае, для регулирования частоты вращения вала двигателя необходимо применение тиристорных преобразователей частоты, что приводит к удорожанию и усложнению обслуживания установки, но позволяет получить семейство приемлемых рабочих характеристик.

Наиболее приемлемый вариант функционирования автоматизированной водоотливной установки целесообразно осуществлять согласно предлагаемому алгоритму (рисунок 2).

Один из вариантов реализации представленного алгоритма предлагается осуществлять с применением программируемого логического контроллера SPL-10 польской компании «ELEKTROMETAL».

Рисунок 2 –Блок-схема алгоритма управления водоотливной установкой

Это устройство имеет модульную конструкцию, в его состав входят модули дискретных и аналоговых входов, модуль подключения датчиков с цифровым интерфейсом RS-485, а также модули релейных выходов для управления коммутационными аппаратами (ячейками, питающими насосы и пневмоприводами задвижек).

Внедрение этой аппаратуры планируется летом 2011 года на шахтах Байкаимская и Абашевская. Система автоматизации водоотливной установки позволит решить задачу управления водоотливной установкой в функции характеристики насоса по подаче, а также избежать повышенного износа рабочего колеса вследствие кавитации, продлить время работы подшипников насосов, снизить затраты электроэнергии на запуск насосов после экстренного (аварийного) останова.

Список литературы

1 Гейер В. Г. Шахтные вентиляторные и водоотливные установки [Текст]/ В.Г. Гейер, Г.М. Тимошенко – М.: Недра, 1987.

2 Малеев В.Б. Водоотлив и дегазация угольных шахт [Текст]/ В.Б. Малеев, В.А. Малашкина. – М.: Недра, 1995

3 Толпежников Л.И. Автоматическое управление процессами шахт и рудников [Текст]/ Л.И. Толпежников – М: Недра, 1985.

УДК 004.942:62-82

## СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ НАГРУЗКОЙ ЭЛЕКТРОПРИВОДА РЕЗАНИЯ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА ПРИ ПРОСТРАНСТВЕННОМ ПЕРЕМЕЩЕНИИ ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА

***Иванов А.С., Пугачев Е.В.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Дальнейшая концентрация горного производства на перспективных шахтах угольной отрасли за счет технического переоснащения очистных комплексов требует значительных изменений в ведении подготовительных работ. В первую очередь это касается прогрессивного комбайнового способа.

На сегодняшний день более 80 % подготовительных работ в угольных шахтах проводится комбайновым способом. Однако ряд характерных особенностей современной угольной промышленности России: «недостаточный инновационный потенциал угольной промышленности, слабое развитие российского угольного машиностроения и вызванная этим усиливающаяся зависимость отрасли от импорта технологий и оборудования» [1], в целом не способствуют переходу на следующий этап развития горного производства, которым является роботизация и автоматизация горных машин. Данная задача, обозначенная еще в 70-х годах прошлого столетия, является актуальной и в настоящее время, причем, считать ее решенной даже в масштабах мировой угольной промышленности не представляется возможным [2, 3].

На рисунке 1 представлена осциллограмма траектории перемещения резцовой коронки проходческого комбайна избирательного действия, записанная при отработке забоя. При этом нагрузка электропривода резания проходческого комбайна пропорциональна скорости подачи исполнительного органа

$$\omega_c = \sqrt{\omega_{под}^2 + \omega_{пов}^2}, \quad (1)$$

где $\omega_c$ – угловая скорость подачи при пространственном перемещении исполнительного органа; $\omega_{под}$ – угловые скорости подъема и поворота исполнительного органа.

Рисунок 1 – Траектория движения резцовой коронки проходческого комбайна избирательного действия

В тоже время при отработке сплошных забоев количество холостых манипуляций исполнительным органом можно сократить посредством применения схемы обработки забоя по «циклоиде», представленной на рисунке 2. В соответствии с представленной схемой резцовая коронка перемещается по траекториям «1» - «4». Переход резцовой коронки после отработки основной траектории происходит в точках «A» - «F».

Рисунок 2 – Схема обработки забоя стреловидным исполнительным органом по «циклоиде»

Для практической реализации обозначенной выше схемы отработки забоя возникает необходимость в контроле положения исполнительного органа и стабилизации нагрузки электропривода резания проходческого комбайна. Поэтому, ввиду явного ограничения на возможность полноценного контроля над состоянием перемещения исполнительного органа проходческого комбайна в пространстве, требуется разработать систему управления, позволяющую стабилизировать нагрузки электропривода резания проходческого комбайна при

пространственном перемещении исполнительного органа, с учетом корректировки оператором (комбайнером) направления движения исполнительного орган по площади сечения забоя. В данном случае, оператор задает направление перемещения исполнительного органа, а система управления нагрузкой, исходя из горно-геологических условий, в автоматическом режиме управляет нагрузкой на электропривод резания.

Возможный вариант данной системы представлен на рисунке 3 в виде функциональной схемы. Блок регулятор тока (*РТ*) получает информацию о состоянии электропривода резания и выдает задание для контура скорости подачи. Сигнал задания контуров регулирования скоростей подъема и поворота исполнительного органа проходит через дополнительный блок пространственной коррекции скорости подачи (*БПК*), входящий в состав регулятора скорости подачи. Назначение данного блока заключается в перераспределении скоростей подъема и поворота исполнительного органа с целью выравнивания нагрузки электропривода резания.

Сигналы заданий контуров регулирование скоростей подъема и поворота исполнительного органа проходят через дополнительные блоки коррекции (*КОР1* и *КОР2*), осуществляющие компенсацию нелинейной зависимости скорости подачи от положения поршней гидроцилиндров поворота и подъема исполнительного органа.

Жесткая кинематическая связь штоков правого и левого гидроцилиндров механизма поворота представлена блоком «кинематическая связь». В виду этого для согласованного изменения скоростей перемещения поршней правого и левого гидроцилиндров вводится блок согласования (*СОГ*). Блок исполнительный органа - забой (ИОЗ) отражает взаимодействие привода подачи, электропривода резания и забоя с учетом соотношения (1).

Рисунок 3 – Функциональная схема системы управления нагрузкой электропривода резания проходческого комбайна при пространственном перемещении исполнительного органа

Блоки регуляторов скорости *РС1*, *РС2* и *РС3* осуществляют регулирование скоростей перемещения поршней гидроцилиндров поворота и подъема исполнительного органа. Отметим, что алгоритм функционирования регулятора скорости подачи при пространственном перемещении исполнительного органа несколько отличается от алгоритма функционирования регулятора скорости подачи при перемещении исполнительного органа в одной плоскости (горизонтальной или вертикальной), так как при этом нагрузка электропривода резания пропорциональна квадратам скоростей подачи в обеих плоскостях, что не учитывается в системах управления нагрузкой, принимаемых в данной работе в качестве прототипов [4].

На рисунке 4 приведены результаты компьютерного моделирования изменения напряжения на обмотках электрогидравлических золотниковых распределителей (ЭГЗ) и тока электродвигателя привода резания при скачкообразном изменении крепости породы при пространственном перемещении исполнительного органа. В качестве возмущающего воздействия рассматривался вариант изменения крепости породы **f**={2,3,4,5,5,4,3,2} по шкале проф. М.М. Протодьяконова.

Представленные на рисунке 4 результаты компьютерного моделирования соответствуют системе управления нагрузкой электропривода резания проходческого комбайна, в которой регуляторы скоростей *РС1*, *РС2* и *РС3* синтезированы методом «точной» линеаризации [5], а регулятор тока *РТ* представляет собой классический ПИД-регулятор.

1, 2,3 – соответственно ЭГЗ механизмов подъема и поворота

Рисунок 4 – Переходные процессы тока электродвигателя и напряжений на обмотках управления электрогидравлических золотниковых распределителей (ЭГЗ) при скачкообразном изменении крепости породы

Представленная система управления нагрузкой электропривода резания проходческого комбайна позволяют формировать заданные переходные процессы тока электродвигателя привода резания в условиях изменяющейся нагрузки (крепости забоя), как при линейном перемещении исполнительного органа, так и при пространственном перемещении исполнительного органа. При этом переходные процессы имеют монотонный характер с длительностью не более 0,4 с и перерегулированием не более 25% при наиболее неблагоприятных условиях работы проходческого комбайна.

Список литературы

1. Энергетическая стратегия России на период до 2030 года [электронный документ]. Режим доступа: http://www.energystrategy.ru/projects/docs/ES-2030_(utv._N1715-13.11.09).doc. – 10.10.2010.

2. Фрянов, В.Н. Перспективные направления исследования технологии подземной угледобычи / В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова // Материалы международной научно-практической конференции «Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов». – Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2009. – С. 5-13.

3. Алексеев, Ф.К. Добычной комбайн – основа схемы механизации будущего / Ф.К. Алексеев, В.И. Крымский, А.М. Балута // Горный журнал. – 1974. – №1. – С.23-25.

4. Толпежников, Л. И. Автоматическое управление просессами шахт и рудников. Учебник для вузов. – М.: Недра, 1985 г. – 352 с.

5. Fradkov, A.L. Nonlinear and adaptive control of complex systems / A. L. Fradkov, I.V. Miroshnik, V.O. Nikiforov. – Dordrecht: Kluwer Academic Publishers, 1999. – 528 p.

УДК 621.3

# ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СИНХРОННОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА ОСЕВЫХ ВЕНТИЛТОРОВ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТ

***Козлов Ю.В.***
***Институт горного дела СО РАН***
***г. Новосибирск***

Как правило, главные вентиляторы выбираются на максимальные аэродинамические параметры шахт, выход на которые осуществляется по мере развития шахты в течение нескольких лет, например по точкам 1, 2 и 3 на рисунке1. При этом электродвигатель вентилятора в течение определенных периодов загружен не полностью (точки 4, 5 и 6 рисунка 1 соответственно), что при регулировании его тока возбуждения позволит эффективно использовать двигатель для компенсации реактивной мощности, потребляемой электрооборудованием шахты.

Рисунок 1 - Номограмма вентилятора ВО-43

Функция рационального регулирования возбуждения синхронного двигателя представлена на рисунке 2, где кривая $\alpha = f(\beta)$ – наиболее выгодная загрузка двигателя реактивной мощностью $\alpha = Q / Q_H$ ($Q$ – текущая реактивная мощность, $Q_H$ – номинальная реактивная мощность) в зависимости от нагрузки на валу $\beta = N / N_H$ (N – текущая активная мощность на валу (рисунок 1), $N_H$ – номинальная активная мощность) в относительных единицах;

$K_B = f(\beta) = I_B / I_{BH}$ ($I_B$ - текущий ток возбуждения, $I_{BH}$ - номинальный ток возбуждения) - необходимое для осуществления этой загрузки изменение тока возбуждения двигателя в относительных единицах.

Так, для вентилятора ВО-43К с двигателем СДН-17-59-10 мощностью $P_H$=4000 Вт ($Q_H$=2010 кВАР, КПДн=0,96) количество отдаваемой реактивной мощности при нагрузке на валу 60% от номинальной (рисунок 1 точки 2 и 5), при которой $\beta = 0,6$ по графику на рисунке 2 определяем $\alpha = 1,98$, следовательно, отдаваемая двигателем реактивная мощность может составлять $Q = \alpha \cdot Q_н = 1.98 \cdot 2010 = 3980$ кВАР.

Рисунок 2 - Функция рационального регулирования возбуждения синхронного двигателя

Согласно [1], доля потребления электроэнергии на вентиляцию составляет от 20 до 30 % в общешахтном объеме.

Для расчета примем, что потребляемая мощность электрооборудования шахты P=13 МВт (мощность вентилятора главного проветривания (ВГП) составляет около 30% от общего потребления электроэнергии шахты) и cosφ шахты =0,85 (tgφ=0,62) при использовании асинхронного электродвигателя ВГП. Тогда реактивная мощность Q, потребляемая шахтой равна P*tgφ=8060 кВАР.

Произведем расчет стоимости потребляемой электроэнергии на примере вентилятора ВО-43К с различными схемами компоновки электропривода вентилятора:

− АД: с асинхронным двигателем АО2-18-120-8У1 $P_H$=4000 Вт ($Q_H$=2895 кВАР, КПДн=0,955, cosφ=0,81);

− СД: с синхронным двигателем СДН-17-59-10 $P_H$=4000 Вт ($Q_H$=2010 кВАР, КПДн=0,96, cosφ=0,9);

− СД+КРМ: с синхронным двигателем СДН-17-59-10 $P_H$=4000 Вт ($Q_H$=2010 кВАР, КПДн=0,96, cosφ=0,9) + компенсация реактивной мощности посредством управления возбуждением.

Синхронный электродвигатель является источником опережающей мощности, что повышает энергетические показатели системы, тем более при использовании его компенсирующей способности. Произведем расчет на примере режима 2 и варианта СД+КРМ.

tgφ шахты = (8060-2010*1,98)/13000=0,31.

Для других вариантов расчет проведен аналогично и данные отражены в соответствующих таблицах 1-5.

Таблица 1 - Значения tgφ шахты

| Режим | АД | СД | СД+КРМ |
|---|---|---|---|
| 1 | 0,62 (cosφ=0,85) | 0,52 (cosφ=0,89) | 0,28 (cosφ=0,96) |
| 2 | 0,62 | 0,52 | 0,31 (cosφ=0,95) |
| 3 | 0,62 | 0,52 | 0,37 (cosφ=0,94) |

Потребляемая из питающей сети электродвигателем ВГП мощность определяется по формуле Nэл=Nмех/КПД (Nмех – мощность на валу двигателя, в относительных единицах, см. рисунок 1., КПД – см. рисунок 3) и для режима 2 и варианта СД+КРМ составляет: 0,6*4000/0,905=2652 кВт.

Рисунок 3 - Зависимость КПД электродвигателей двигателей о нагрузки: 1- для синхронного двигателя, 2 - для асинхронного двигателя.

Таблица 2 - Мощность, потребляемая электродвигателем ВГП

| Режим | АД | СД | СД+КРМ |
|---|---|---|---|
| 1 | 2667 | 1908 | 1908 |
| 2 | 3200 | 2652 | 2652 |
| 3 | 3764 | 3404 | 3404 |

В среднем в действующих объектах в подводящих кабелях теряется 10 - 15% расходуемой активной энергии. Для расчетов принимаем коэффициент потерь Кп=12%.

Потери пропорциональны квадрату тока, протекающего по кабелю. Относительный полный ток составляет без компенсации I1=1/ cosf1, относительный полный ток составляет с компенсацией I2=1/ cosf2. В общем случае для действующего объекта годовое снижение потребления активной энергии за счет увеличения Cos φ составит

$$Wc=W1 \times Кп \times \{ [1/ \cos^2(f1)- 1/ \cos^2(f2)]/ [1/ \cos^2(f1)] \},$$

где W1 - годовое потребление энергии без компенсации.

Для режима 2 и варианта СД+КРМ

$$Wc= (11652)\cdot 0,12\cdot (\frac{\frac{1}{0,85^2}-\frac{1}{0,95^2}}{\frac{1}{0,85^2}}) = -279 кВт.$$

Таблица 3 - Сокращение потребления активной мощности при компенсации реактивной

| Режим | АД | СД | СД+КРМ |
|---|---|---|---|
| 1 | 0 | 123 | 302 |
| 2 | 0 | 123 | 279 |
| 3 | 0 | 123 | 255 |

Стоимость электрической энергии, поставляемой ОАО «Кузбассэнергосбыт» потребителям Кемеровской области для напряжения СН-II по двухставочному тарифу, складывается из:

- средневзвешенной стоимости мощности 218 164,55 руб./МВт·мес;
- средневзвешенной стоимости электроэнергии 571,84 руб./МВт·ч.

На основании [2] определяются дополнительные затраты на электроэнергию в случае несоблюдения [3]. Коэффициент применяется к тарифу на передачу электроэнергии и рассчитывается по следующей формуле: К = 1 + П, где П – составляющая повышения тарифа за потребление (генерацию) реактивной мощности сверх установленных предельных значений коэффициента реактивной мощности

$$П=\Sigma\pm0,2x(tg_{ф}\varphi_i-tg_{\varphi i})xd_i ,$$

где $tg\varphi_{фi}$ - фактическое значение соотношения потребления активной и реактивной мощностей в i-ой точке присоединения в расчетном периоде (месяц); $tg_{\varphi i}$ - предельное значение коэффициента реактивной мощности в i-ой точке присоединения; $d_i$ - отношение электрической энергии, потребленной в часы больших (малых) суточных нагрузок, установленных в Порядке, к общему объему электрической энергии, потребленной в i-ой точке присоединения за расчетный период (месяц).

Знак «+» в формуле применяется для часов больших суточных нагрузок, в которых происходит потребление реактивной мощности, знак «–» для часов малых суточных нагрузок, в которых происходит генерация реактивной мощности.

При значении $tg\varphi_{фi}$ меньшем $tg_{\varphi i}$ для часов, в которых происходит потребление реактивной мощности, разность($tg\varphi_{фi}$-$tg_{\varphi i}$) принимается равной нулю.

Согласно [3] для напряжения 6-20 кВ $\cos\varphi$=0,928 ( $tg_{\varphi i}$=0,4) и, если иное не определено договором, часами больших нагрузок считается период с 7 ч 00 мин. до 23 ч 00 мин., а часами малых нагрузок – с 23 ч 00 мин. до 7 ч 00 мин.

Сделаем допущение, что потребление электроэнергии в течение суток равномерное.

Тогда для режима 2 и варианта СД рассчитываем

$$П=0,2*(0,52-0,4)*2/3=0,016 .$$

Таблица 4 - Дополнительные затраты на электроэнергию

| АД | СД | СД+КРМ |
|---|---|---|
| 0,029 | 0,016 | 0 |
| 0,029 | 0,016 | 0 |
| 0,029 | 0,016 | 0 |

Таблица 5 - Общая стоимость электроэнергии

| | Режим | АД | СД | СД+КРМ |
|---|---|---|---|---|
| Активная мощность электрооборудования шахты, мВт | 1 | 11,667 | 10,785 | 10,606 |
| | 2 | 12,2 | 11,529 | 11,373 |
| | 3 | 12,764 | 12,281 | 12,149 |
| Стоимость установленной мощности, млн.руб./МВт·мес. | 2,836 | | | |
| Тариф на энергию с учетом дополнительных затрат, руб./МВт·ч | 1 | 588,42 | 580,99 | 571,84 |
| | 2 | | | |
| | 3 | | | |
| Стоимость электроэнергии, млн. руб. /мес | 1 | 5,025 | 4,587 | 4,440 |
| | 2 | 5,255 | 4,903 | 4,761 |
| | 3 | 5,498 | 5,223 | 5,085 |
| Общая стоимость энергии млн. руб. /мес | 1 | 7,861 | 7,423 | 7,276 |
| | 2 | 8,091 | 7,739 | 7,597 |
| | 3 | 8,334 | 8,059 | 7,921 |
| Общая стоимость энергии млн. руб. /год | 1 | 94,335 | 89,072 | 87,306 |
| | 2 | 97,090 | 92,869 | 91,159 |
| | 3 | 100,005 | 96,707 | 95,057 |

Таким образом, для режима 2 и варианта СД+КРМ:

- активная мощность электрооборудования шахты: 9000+2652-279=11,373 МВт ;
- стоимость установленной мощности: 13*218164,55=2,836 млн. руб. /мес ;
- стоимость энергии: 11,373*24*30,5*571,84=4,761 млн. руб. /мес .

В графическом виде результаты сравнения стоимости потребляемой электроэнергии на примере вентилятора ВО-43К с различными вариантами компоновки электропривода представлены на рисунке 4.

АД - асинхронный эл.двигатель; СД - синхронный эл.двигатель;
СД+КРМ - синхр. эл.двигатель + компенсация реактивной мощности

Рисунок 4 - Сравнение стоимости потребляемой электроэнергии на примере вентилятора ВО-43К с различными вариантами компоновки электропривода

Таким образом, применение синхронных приводов главных вентиляторных установок позволяет сократить расходы на оплату электроэнергии на 2…7 % за счет использования их компенсирующей способности.

Список литературы

1. Бих. В.В. Системы эффективного энергообеспечения угольных шахт. Н340 Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова.- Новокузнецк, 2010.-493 с.
2. ПРИКАЗ от 31 августа 2010 г. N 219-э/6 «Об утверждении Методических указаний по расчету повышающих (понижающих) коэффициентов к тарифам на услуги по передаче электрической энергии в зависимости от соотношения потребления активной и реактивной мощности для отдельных энергопринимающих устройств (групп энергопринимающих устройств) потребителей электрической энергии, применяемых для определения обязательств сторон по договорам об оказании услуг по передаче электрической энергии».
3. Приказ №49 Минпромэнерго РФ от 22.02.2007г. «О порядке расчета значений соотношения потребления активной и реактивной мощности для отдельных энергопринимающих устройств (групп энергопринимающих устройств) потребителей электрической энергии, применяемых для определения обязательств сторон в договорах об оказании услуг по передаче электроэнергии (договорах электроснабжения)».

УДК 621.311

# ГЕНЕТИЧЕСКИЙ АЛГОРИТМ ОПТИМИЗАЦИИ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОЙ СОВМЕСТИМОСТИ В СИСТЕМАХ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

***Тимофеев А.С.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Российская экономика вступила в качественно новое состояние, одним из показателей которого являются энерговооруженность промышленных производств. Распределительные электросети на данном этапе не могут обеспечить нормальную работу производств, при внедрении новейших электротехнологий, имеющих сложные алгоритмы энергообмена, что сопровождается экономическими потерями.

Эта проблема особо актуальна и для энергосистем горной промышленности так как ее доминирующим потребителем являются различного типа электроприводы, которые представляют собой сложные электромеханические комплексы. Каждый элемент этого комплекса может оказывать существенное влияние на состояние остальных, что требует повышения качества электроэнергии и динамической электромагнитной совместимости элементов энергосистемы.

Математическое описание подобных комплексов представляют собой сложные конструкции, с трудом поддающиеся аналитическому исследованию. Существование подобных вопросов определяет существенные потери в электроэнергетических системах угольных шахт как электротехнического, так и технологического характера. Это является основной задачей создания многокритериальных алгоритмов оптимизации электромагнитной совместимости электротехнических комплексов, имеющих нелинейный характер нагрузки, с системами силовых кабельных линий.

Подобные алгоритмы для решения сложных аналитических и технических задач успешно строятся с помощью методов искусственного интеллекта, к которым относится и генетический алгоритм.

В данной задаче многокритериальная оптимизация построена на анализе наиболее значимых качественных характеристик электроэнергии таких как:

- отклонение уровня питающего напряжения и его гармонический состав;
- величина обратной последовательности в электрической сети при ассиметричном питающем напряжении;
- баланс активной и реактивной мощностей.

Математическая модель оптимизации установившегося режима электроэнергетических систем в подземном электроснабжении может быть, представлена в следующем виде

$$f(x)=\sum_{i=1}^{N}(W_{\delta U_{yi}}) + \sum_{i=1}^{N}(W_{K_{U(n)}}) + \sum_{i=1}^{N}(W_{K_{2Ui}}) + \sum_{i=1}^{N}(W_{Pг}) + \sum_{i=1}^{N}(W_{Qг}) \to \min,$$

где $W_{\delta U_{yi}}=\dfrac{U_{yi}-U_{ном}}{U_{ном}}\cdot 100\%,$ – усредненное значение отклонения напряжения на основной частоте;

$U_{yi}=\sqrt{\dfrac{\sum_{i=1}^{N}U_i^2}{N}}$, $U_i$ – значение напряжения в $i$-м наблюдении;

$W_{K_{U(n)}}=\sqrt{\dfrac{\sum_{i=1}^{N}(K_{U(n)i})^2}{N}}$ – 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,

$K_{2Ui}=\frac{U_{2(1)i}}{U_{1(1)i}}$, где $U_{2(1)i}$, $U_{1(1)i}$ – действующее значение напряжения обратной последовательности основной частоты трехфазной системы в $i$-м наблюдении;

$W_{Pг}=\sum_{i=1}^{n}P_{Hi}+\sum_{i=1}^{n}\Delta P_i+\sum_{i=1}^{n}\Delta P_{Hi}W_{Qг}$ – уравнение небаланса активной мощности;

$W_{Qг}=\sum_{i=1}^{n}Q_{Hi}+\sum_{i=1}^{n}\Delta Q_i+\sum_{i=1}^{n}\Delta Q_{Hi}+\sum_{i=1}^{n}\Delta Q_{КУ}$ – уравнение небаланса реактивной мощности,

где $\sum_{i=1}^{n}P_{Hi}, \sum_{i=1}^{n}Q_{Hi}$ – активная и реактивная мощность нагрузки соответственно, $\sum_{i=1}^{n}\Delta P_i, \sum_{i=1}^{n}\Delta Q_i$ – технологические потери активной и реактивной мощности в элементах электроэнергетических системах соответственно, $\sum_{i=1}^{n}\Delta P_{Hi}, \sum_{i=1}^{n}\Delta Q_{Hi}$ – технологические потери активной и реактивной мощности в нагрузке соответственно, $\sum_{i=1}^{n}\Delta Q_{КУ}$ – мощность компенсирующих устройств.

В математической модели по оптимизации установившегося режима электроэнергетических систем аргументы функции представлены целевыми и являются характеристиками электроэнергии согласно ГОСТ 13109-97.

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 отклонения 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.

Функциональная структура генетического алгоритма оптимизации представлена на рисунке 1.

В блоках 1-5 обеспечивается инициализация, оценивание пригодности хромосом алгоритма, а на основе значений пригодности в ходе эволюционного процесса в блоках 6-9 формируются управляющие воздействия, которые поступает на технические средства управ-

ления параметрами характеризующими качество электроэнергии. Хромосома генетического алгоритма, имеющая наименьшее значение будет считаться более приспособленной в управлении электромагнитной совместимостью.

Рисунок 1 − Функциональная структура генетического алгоритма многокритериальной оптимизации электромагнитной совместимости электротехнических систем

Выбранный метод оптимизации электромагнитной совместимости в системах электроснабжения горнодобывающих предприятий на основе генетических алгоритмов, является мощным средством, сочетающий в себе детерминистический и стохастический методы, а также совместимости с другими методами. Генетические операторы, непосредственно отвечающие за ход эволюционного процесса, позволяют с заданной точностью оптимизировать электромагнитную совместимость элементов электрической сети.

Список литературы

1. ГОСТ 13109−97. Нормы качества электрической энергии в системах электроснабжения общего назначения / Межгосударственный совет по стандартизации, метрологии и сертификации. Минск: ИПК Изд-во стандартов, 1998.

2. Карташев В.С. Электромагнитная совместимость технических средств: Справочник. М.: Научно-технический центр «НОРТ», 2001.

3. Электромагнитная совместимость в электроэнергетике и электромеханике / А.Ф. Дьяков, Б.К. Максимов, Р.К. Борисов и др.; Под ред. А.Ф. Дьячкова. М.: Энергоатомиздат, 2002.

4. Уильямс Т., Амсиронг К. ЭМС для систем и установок. М.: Издательство дом «Технологии», 2004.

УДК 62-83:621.3.07; 531.3(075.8)

## САМООРГАНИЗАЦИЯ НЕЛИНЕЙНЫХ ОБЪЕКТОВ УПРАВЛЕНИЯ

***Кунинина Д.В.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Нелинейные компоненты и перекрестные связи в математических моделях объектов существенно затрудняют синтез систем управления с направленной самоорганизацией. Проблема состоит в том, что в основу построения технических систем с самоорганизацией по-

ложены оптимизационные методы аналитического конструирования регуляторов на базе квадратичных критериев, базирующиеся на агрегированных переменных (макропеременных), которые являются функциями от двух и более независимых переменных. Положительным свойством систем с макропеременными является то, что этот прием дает возможность получить аналитическое решение [1].

Существенный недостаток такого подхода состоит в том, что задача оптимизации решается относительно макропеременной, причем на данном этапе развития теория технических систем с самоорганизацией не разработала методов построения макропеременных, обеспечивающих оптимизацию относительно переменных объекта управления, в результате чего переменные объекта управления выпадают из процесса оптимизации.

Оптимизация непосредственно относительно переменных нелинейного объекта приводит, как правило, к аналитически неразрешимым задачам. Для сведения задач к классу разрешаемых и обеспечения оптимального процесса самоорганизации в нелинейных объектах введем элементы самоорганизации объекта через внешний источник энергии по информации получаемой от датчиков, назначение которых - улучшить характеристики объекта за счет компенсация перекрестных связей, нелинейных зависимостей, определения в реальном времени текущих значений не измеряемых переменных и зависящих от них переменных коэффициентов, которые обеспечат самоподготовку объекта к восприятию внешних направляющих воздействий с наименьшими энергетическими затратами.

Изложение принципов самоорганизации технического объекта продемонстрируем на примере электродвигателя постоянного тока независимого возбуждения при управлении как изменением напряжения на якоре электродвигателя до основной скорости, так и изменением магнитного потока при скоростях вращения вала электродвигателя выше основной. Выбор в качестве объекта двигателя постоянного тока мотивируется тем, что позволяет в достаточно простой, наглядной и прозрачной форме представить основные идеи метода, которые при некоторых усилиях после их освоения на предлагаемом объекте могут быть перенесены на другие, более сложные нелинейные объекты.

Пусть якорная цепь и обмотка возбуждения электродвигателя питаются от широтно-импульсных преобразователей (ШИП) с частотой коммутацией транзисторных ключей свыше 20 кГц, что позволяет считать их безынерционными. В основу положим модель по [2], но с той разницей, что построим нелинейную модель в нелинейных дифференциальных уравнениях с переменными коэффициентами, причем не используя приема линеаризации в рабочей точке, что исключает возможность применения аппарата передаточных функций. При таком подходе модель объекта представляется в виде следующей системы нелинейных дифференциальных уравнений с переменными коэффициентами:

$$R_a T_a \frac{dI_a}{dt} + R_a I_a = U_a - E; \quad (1)$$

$$E = kF\omega; \quad (2)$$

$$M = kFI_a; \quad (3)$$

$$J\frac{d\omega}{dt} = M - M_c; \quad (4)$$

$$2pW\frac{dF}{dt} + R_b I_b = U_b; \quad (5)$$

$$K(I_b) = kF/I_b, \quad (6)$$

где $R_a$, $T_a$, $I_a$, $U_a$, E – сопротивление, постоянная времени, ток, напряжение и ЭДС самоиндукции обмотки якоря электродвигателя; ω, J, M, $M_C$ – скорость вращения, момент инерции, момент, развиваемый электродвигателем и момент нагрузки на валу ротора электродвигателя; k, p, W, F – конструктивная постоянная, число пар полюсов, число витков обмотки на одном полюсе и полезный магнитный поток электродвигателя; $R_b$, $I_b$, $U_b$ – сопротивление, ток и напряжение обмотки возбуждения электродвигателя; $K(I_b)$ – переменный ко-

эффициент, зависящий от тока возбуждения и связывающий произведение конструктивной постоянной k на магнитный поток F с током возбуждения электродвигателя. Уравнения (1)…(4) описывают электромеханические, а уравнения (5) и (6) электромагнитные процессы в двигателе.

Синергетические системы, так же, как и кибернетические, не могут существовать без внешних источников энергии, поэтому для придания техническому объекту свойств самоорганизации, дополним его двумя внешними источниками энергии, один - для электромеханической

$$U_a = U_{ya} k_{ya}, \tag{7}$$

а второй – для электромагнитной составляющей электродвигателя

$$U_b = U_{yb} k_{yb}, \tag{8}$$

где $U_{ya}$, $U_{yb}$, $k_{ya}$ $k_{yb}$ – управляющие входы первого и второго источников и соответственно их коэффициенты преобразования.

Из уравнений (1) и (2) следует, что ток якоря $I_a$ нелинейно зависит от ЭДС электродвигателя E, поскольку, согласно (2), E является функцией, пропорциональной произведению двух переменных - скорости и магнитного потока электродвигателя. Чтобы исключить влияние этой нелинейности расширим функциональность объекта, придав ему свойства самоорганизации, в данном случае самоорганизация по компенсации нелинейной составляющей E в соотношении (1).

Сигнал, равный E, можно сформировать на основании функции (2). Но для этого объект должен обладать информацией о своем состоянии и интеллектуальными свойствами, чтобы на основании своего состояния сформировать сигнал, равный E, вычитание которого из (1) и обеспечит решение поставленной задачи. Для этого достаточно объект снабдить вычислительным устройством и ввести в него интеллектуальные сенсорные элементы (датчики). Интеллектуальные датчики помимо чувствительного элемента должны иметь в своем составе вычислительный элемент и интерфейс с внешним миром, позволяющем объекту через интеллектуальные датчики [4] обмениваться информацией с другими компонентами сомоорганизующегося объекта. В качестве устройства с достаточным интеллектом целесообразно использовать микропроцессорную систему: программируемый логический контроллер или однокристальный микроконтроллер, степень интеллекта которых в сочетании с интеллектуальными датчиками однозначно определяется программой, заложенной в их память.

В объект введем интеллектуальные датчики тех величин, которые могут быть легко измерены. Для систем электропривода это аналоговые датчики напряжения на якоре, тока якорной цепи и обмотки возбуждения, импульсный датчик скорости вращения вала электродвигателя или механизма. Не измеряемые, но необходимые для самоорганизации переменные, будем оценивать строя соответствующие наблюдатели, используя данные от датчиков.

Теперь вернемся к определению E. Из соотношения (2) следует, что достаточно вычислить kF. Для этого в (1) подставим значение E из (2) и разрешим полученное соотношение относительно kF. В результате получим

$$kF = \frac{U_a - R_a I_a - R_a T_a \dot{I}}{\omega}, \tag{9}$$

где $\dot{I} = dI/dt$.

Однако, датчики формируют не абсолютное значение измеряемой переменной, а величину ей пропорциональную. Поэтому в соотношение (9) необходимо ввести коэффициенты преобразования сигналов датчиков, с тем, чтобы согласовать уровни сигналов объекта с уровнями управляющих входов $U_{ya}$ и $U_{yb}$ источников энергии (7) и (8). Для соотношения (9) примем следующий коэффициент преобразования датчика напряжения на якоре электродвигателя

$$K_{dn} = U_{yan} / U_{an}, \tag{10}$$

а числитель и знаменатель правой части соотношения (9) умножим на $K_{dn}$

$$kF = \frac{U_u - U_i - U_{di}}{U_\omega}, \tag{11}$$

где $U_u = K_{dn} U_a$ - выходной сигнал датчика напряжения якоря двигателя; $U_i = K_{dn} R_a I_a$ - выходной сигнал датчика тока; $U_\omega = K_{dn}\omega$ - выходной сигнал датчика скорости; $U_{di} = T_a U_i$ - сигнал производной от выходной величины датчика тока, применяется схема реального дифференцирования, справедливая в ограниченном диапазоне частот. Причем полоса пропускаемых частот ограничивается постоянной времени апериодического фильтра, которая в десять раз меньше постоянной времени процедуры дифференцирования:

Вычислив по формуле (11) kF казалось бы, что следует воспользоваться соотношением (2). Но для вычисления по формуле (2) требуется значение действительной скорости вращения якоря электродвигателя. Однако, мы располагаем величиной, полученной с датчика скорости, которая от действительной скорости, в соответствии с (11), отличается на сомножитель $K_{dn}$. В силу этого, в формуле (2) скорость ω следует заменить на выходной сигнал датчика скорости $U_\omega$, умноженный на его передаточный коэффициент $K_{dn}$, при этом соотношение (2) для вычисления E принимает вид

$$E = kFK_{dn}U_\omega. \tag{12}$$

Но использование вычисленного значения E наталкивается на проблему, каким образом значение E прибавить к правой части уравнения (1) объекта, манипулирующего мощным силовым напряжением на якоре электродвигателя. Однако, суммирование сигналов можно осуществить в вычислительном устройстве, управляющем источником энергии (7). Для этого сигнал равный E следует масштабировать до уровня, который после прохождения через управляющий вход $U_{ya}$ источника энергии (7), коэффициент преобразования которого $k_{ya}$, выдаст напряжение, равное E. Для этого ЭДС E, полученное по формуле (12), следует разделить на коэффициент преобразования $k_{ya}$ источника энергии (7) и просуммировать на входе источника энергии полученный сигнал с сигналом $U_{ya}$, а соотношение (7) заменить следующим выражением

$$U_a = (U_{ya} + E/k_{ya})k_{ya}. \tag{13}$$

Подстановка $U_a$ в нелинейное дифференциальное уравнение (1) преобразует в линейное дифференциальное уравнение:

$$R_a T_a \frac{dI_a}{dt} + R_a I_a = U_{ya} k_{ya}, \tag{14}$$

причем нелинейная составляющая компенсируется в интеллектуальной части расширенного объекта реализацией нелинейного соотношения (13).

Таким образом, расширив объект интеллектуальным вычислителем и датчиками состояния, снабдили его самоорганизующимися свойствами только за счет внутренних ресурсов, не применяя внешних управляющих воздействий.

Вышеизложенными свойствами самооргнизующиеся возможности расширенного объекта не исчерпываются. Переменный магнитный поток F как переменный коэффициент входит в соотношения (3) и (4) модели исследуемого объекта. Использование kF в алгебраическом соотношении проблемы не вызывает. Функциональная зависимость (11) позволяет рассчитывать kF на каждом шаге повторения вычислений в интеллектуальном вычислительном элементе. Это же дает возможность дифференциальное уравнение (4) решать как дифференциальное уравнение с переменными коэффициентами, используя рекуррентный алгоритм на каждом шаге дискретизации. Для этого уравнение (4) перепишем в следующей нормальной форме

$$\frac{d\omega}{dt} = \frac{1}{J}(M - M_c). \qquad (15)$$

Перейдем к анализу цепи обмотки возбуждения модели объект, описанной дифференциальным уравнением (5). Это уравнение двух переменных – магнитного потока F и тока возбуждения I, причем эти переменные связаны нелинейной зависимостью. Поскольку магнитный поток зависит от тока возбуждения, воспользуемся понятием сложной функции (функции от функции) и дифференциальное уравнение (5) перепишем в следующей форме

$$2pW\frac{dF}{dI_b}\frac{dI_b}{dt} + R_b I_b = U_b. \qquad (16)$$

Поскольку за шаг дискретизации поток и ток возбуждения электродвигателя изменяются незначительно, можно с достаточной точностью принять, что на каждом шаге дискретизации они остаются постоянными, изменяясь только при перехода от одного шага дискретизации к другому. При этих условиях левую производную можно заменить отношением приращений и дифференциальное уравнение (16) переписать в виде

$$2pW\frac{\Delta F}{\Delta I_b}\frac{dI_b}{dt} + R_b I_b = U_b, \qquad (17)$$

в результате получили дифференциальное уравнение с переменными коэффициентами.

Перепишем уравнение (17) в нормальной форме, разрешив его относительно производной, при этом уравнение (17) преобразуется к виду

$$\frac{dI_b}{dt} = \frac{\Delta I_b}{2pW\Delta F}(U_b - R_b I_b). \qquad (18)$$

Вычисление приращений $\Delta I_b$ и $\Delta F$ можно выполнить на каждом шаге дискретизации, если сохранять в памяти вычислительного устройства текущее и предыдущее значения тока возбуждения, измеренного датчиком, и выражение kF, рассчитанное по формуле (11). Действительно, имеем:

$$\Delta I_b = I_{bt} - I_{bpr}; \qquad (19)$$

$$k\Delta F = k(F_t - F_{pr}), \qquad (20)$$

где символ t в индексе соответствует значению переменной в текущем, а символ pr – значению переменной в предыдущем периоде дискретизации.

Пусть ток возбуждения $I_b$ измеряется датчиком с коэффициентом преобразования $K_b$. Тогда выход датчика $U_{ib}$ с током возбуждения двигателя $I_b$ связан соотношением

$$U_{ib} = K_b I_b, \qquad (21)$$

Подставляя значение тока $I_b$ из соотношения (21) в соотношение (20), получим

$$\Delta I_b = \frac{U_{ibt} - U_{ibpr}}{K_b}, \qquad (22)$$

где $U_{ibt}$, $U_{ibpr}$ - соответственно значение выхода датчика тока возбуждения в текущем и предыдущем периодах дискретизации, а соотношение (20) после деления левой и правой частей на конструктивный коэффициент электродвигателя k, рассчитываемый либо по паспортным данным электродвигателя, либо определяемый автоматически при вычислительном эксперименте, принимает вид

$$\Delta F = F_t - F_{pr}. \qquad (23)$$

По найденным приращениям рассчитывается их отношение в текущем интервале.

Снабдив объект интеллектуальными свойствами и расширив его функциональные возможности, мы придали ему свойства самоорганизации, функционирующие без привлечения внешних управляющих воздействий. Самоорганизующийся объект образуют следующие дифференциальные и алгебраические уравнения: (3), (4), (6), (8), (11), (12), (14) и (17). Упо-

рядочим уравнения расширенной модели в наиболее целесообразной для программирования последовательности:

$$R_a T_a \frac{dI_a}{dt} + R_a I_a = U_{ya} k_{ya}; \quad (24)$$

$$kF = \frac{U_u - U_i - U_{di}}{U_\omega}; \quad (25)$$

$$M = kFI_a; \quad (26)$$

$$J\frac{d\omega}{dt} = (M - M_c); \quad (27)$$

$$U_b = U_{yb} k_{yb}; \quad (28)$$

$$2pW\frac{\Delta F}{\Delta I_b}\frac{dI_b}{dt} + R_b I_b = U_b; \quad (29)$$

$$K(I_b) = kF/I_b; \quad (30)$$

$$E = kFK_{dn}U_\omega. \quad (31)$$

В объект входят большие постоянные времени и нелинейные элементы. Чтобы уменьшить инерционность объекта, целесообразно ввести форсирующие элементы, нейтрализующие эти большие инерционности. Как известно, теория линейных систем разработана более глубоко и для нее применим принцип суперпозиции, что существенно расширяет класс задач, для которых находятся аналитические решения, что особенно важно при аналитическом конструировании регуляторов оптимальных по некоторым критериям систем управления. С ограничением энергетических ресурсов это является весьма актуальной задачей.

В системах управления электроприводами неизбежны ограничения, в частности, ограничения тока, с ограничением связано разграничение зон управления в системах управления скоростью электродвигателя ослаблением магнитного потока. В линейных задачах проблема ограничений легко решается при каскадном управлении (подчиненном регулировании) на базе структурных схем. В нелинейных системах можно также применить этот прием, если предварительно вести компенсирующие нелинейности, выделить те переменные, которые следует ограничить и организовать по этим переменным замкнутые контура, вложенные друг в друга.

Эта задача нами частично решена компенсацией нелинейности, связанной с внутренней обратной связью по противоЭДС электродвигателя, что устранило перекрестную связь по ЭДС и обеспечило синтез контура тока, в котором нет искажающей процессы перекрестной обратной связи по противоЭДС двигателя.

При замыкании обратной связи по току якоря двигателя в контур войдут дифференциальные уравнения (24) и (25) модели объекта (24)…(31). В этот контур нелинейные звенья не входят и поэтому необходимости компенсации нелинейности не возникает. Но в этот контур входит большая постоянная времени $T_a$, что ставит перед необходимостью введения форсирующего звена в правую часть дифференциального уравнения регулятор тока, которым является левая часть дифференциального уравнения объекта (24) при условии замены переменной $I_a$.на разность между переменной выхода регулятора скорости $U_{pc}$ и сигнала обратной связи по току якоря электродвигателя $K_{dn}K_{oi}I_a$, где $K_{dn}R_a$ - коэффициент преобразования датчика тока, определенный для реализации самоорганизации объекта в соответствии с (11); $K_{oi}$ – корректирующий коэффициент, определяемый при решении задачи оптимизации объекта.

Кроме того, для обеспечения нулевой установившейся ошибки по току, в регулятор тока введем интегрирующую составляющую, с неопределенным коэффициентом $T_I$

$$T_t\frac{dU_{pt}}{dt} = R_a T_a \frac{d(U_{pc} - K_{dn}K_{oi})}{dt} + (U_{pc} - K_{dn}K_{oi})I_a R_a, \quad (32)$$

где $U_{pt}$ - выходная переменная регулятора тока.

В контур скорости войдут звенья якорной цепи электродвигателя, которые не вошли в контур тока – это уравнения (26), (27) и (28). Здесь имеет место одно нелинейное звено (26) с переменным коэффициентом kF. Поэтому возникает необходимость введения компенсирующего звена 1/kF на выходе регулятора скорости. Кроме того, необходимо обеспечить форсирование сигнала на выходе регулятора для уменьшения инерционности, вызванной моментом инерции J.

По аналогии с синтезом регулятора тока для регулятора скорости с учетом звена нелинейной коррекции получим следующее дифференциальное уравнение и алгебраическое уравнения:

$$\frac{dU_{pc}}{dt} = \frac{d(U_{zc} - K_{dn}K_{oc}\omega)}{dt},$$

$$U_{pcn}=U_{pc}/kF. \qquad (33)$$

Интегрирование первого уравнения дает

$$U_{pc} = U_{zc} - K_{dn}K_{oc}\omega, \qquad (34)$$

откуда следует, что линейная часть синтезируемого регулятора скорости является пропорциональной. Чтобы обеспечить нулевую установившуюся ошибку регулирования скорости, в линейную часть регулятора (34) введем интегрирующую составляющую

$$T_c\frac{dU_{pc}}{dt} = T_f\frac{d(U_{zc} - K_{dn}K_{oc}\omega)}{dt} + (U_{zc} - K_{dn}K_{oc}\omega), \qquad (35)$$

где $U_{zc}$ – входная функция задания скорости; $T_c$, $T_f$ – постоянные времени соответственно интегрирования и форсирующей составляющей, определяемые в процессе синтеза управлений направленной самоорганизации и оптимизации системы по критерию.

Часть объекта, касающуюся канала регулирования тока возбуждения и ЭДС двигателя образуют дифференциальные и алгебраические уравнения (29), (30) и (31), из них уравнение (29) – дифференциальное уравнение с переменным коэффициентом $\Delta F/\Delta I_b$, а уравнения (30) и (31) алгебраические равенства вычисления переменного коэффициента $K(I_b)$, преобразующего ток возбуждения $I_b$ в магнитный поток F, а второе служит для вычисления сигнала E для замыкания обратной связью контура ЭДС электродвигателя.

Чтобы иметь возможность программирования алгоритма управления направленной организацией необходимо в алгебраическом выражении (30) от физических переменной тока возбуждения $I_b$ электродвигателя перейти к сигналу с датчика тока возбуждения, определяемого из соотношения

$$U_b = K_{db}I_b, \qquad (36)$$

где $U_b$, $K_{db}$ - соответственно выходной сигнал и коэффициент преобразования датчика тока возбуждения. Подстановка $I_b$ из (35) в исходное равенство (30) дает

$$K(I_b) = kFK_{db} / U_bI_b. \qquad (37)$$

В алгебраическом равенстве (31) необходимо согласовать по уровню сигнал с датчика скорости (11), сформированный для самоорганизации объекта, а также сигнал по ЭДС двигателя E следует преобразовать к уровню, согласованному с максимальным уровнем сигнала, который может сформировать вычислительное устройство:

$$U_c=K_cK_{dn}U_\omega\ ; \qquad (38)$$

$$U_e=K_{de}E, \qquad (39)$$

где $U_c$, $U_e$ – выходной сигнал датчика скорости, полученный из сигнала $U_\omega$ (смотри (11)), введением корректирующего коэффициента $K_c$; а $K_{de}$ – коэффициент, согласующий сигнал датчика скорости с сигналом по ЭДС, который условно назовем коэффициентом преобразования датчика ЭДС. Коэффициенты $K_c$ и $K_e$ уточняются при оптимизации направлен-

ной самоорганизации. С учетом (38) и (39), из которых значения $U_\omega$ и E подставим в (31). В результате получим

$$U_e = \frac{kFK_{de}U_c}{K_c}. \tag{40}$$

С учетом преобразованных уравнений объект канала обмотки возбуждения описывается уравнениями (29), (37) и (40). Выпишем эти уравнения совместно, чтобы нагляднее выполнить компенсацию нелинейности и синтез регуляторов тока возбуждения и ЭДС:

$$2pW\frac{\Delta F}{\Delta I_b}\frac{dI_b}{dt} + R_b I_b = U_b; \tag{41}$$

$$K(I_b) = kFK_{db} / U_b I_b; \tag{42}$$

$$U_e = \frac{kFK_{de}U_c}{K_c}. \tag{43}$$

Поскольку канал обмотки возбуждения до основной скорости должен стабилизировать ток возбуждения на номинальном уровне, а при скорости выше основной стабилизировать ЭДС двигателя на номинальном уровне управляя изменением магнитного потока, в канале должно быть два контура: внутренний контур тока возбуждения и внешний контур стабилизации ЭДС электродвигателя. При управлении электродвигателем изменением напряжения на якоре ЭДС двигателя остается ниже номинального значения, регулятор ЭДС работает в режиме ограничения и его ограниченный выходной сигнал служит сигналом задания на номинальный ток возбуждения. При достижении номинальной ЭДС регулятор выходит из ограничения и переходит в режим стабилизации ЭДС электродвигателя и управление изменением магнитного потока.

Таким образом, чтобы обеспечить стабилизацию тока возбуждения при ЭДС электродвигателя ниже номинальной требуется обратная связь по току возбуждения с ограничением выходного сигнала регулятора ЭДС, а при скорости выше основной система должна перейти в режим стабилизации ЭДС. В контур тока возбуждения входят уравнение (41 с переменным коэффициентом $\Delta F / \Delta I_b$ при производной тока возбуждения $I_b$.Синтезируя астатический регулятор тока возбуждения, по аналогии с синтезом регулятора контура регулирования тока якоря получим

$$T_{tb}\frac{dU_{pt}}{dt} = 2pW\frac{\Delta F}{\Delta I_b}\frac{d(U_{oe} - R_b I_b)}{dt} + (U_{oe} - R_b I_b), \tag{44}$$

где $T_{tb}$ – постоянная интегрирования, определяется при оптимизации системы направленной самоорганизации; $U_{oe}$ - сигнал ограничения регулятора ЭДС; $\Delta I_b$ и $\Delta F$ - вычисляются из соотношений (22) и (23). Для их учета регулятор (44) представим в форме двух отдельных дифференциальных уравнений, учитывающих слагаемые правой части, это возможно, поскольку регулятор линейный и к нему применим принцип суперпозиции:

$$T_{tb}\frac{dU_{pt1}}{dt} = 2pW\frac{\Delta F}{\Delta I_b}\frac{d(U_{ze} - R_b I_b)}{dt}, \text{ или}$$

$$U_{pt1} = 2pW(U_{ze} - R_b I_b)\frac{\Delta F}{T_{tb}\Delta I_b}; \tag{45}$$

$$T_{tb}\frac{dU_{pt2}}{dt} = (U_{ze} - R_b I_b)\text{Ж} \tag{46}$$

$$U_{pt}=U_{pt1}+U_{pt2}. \tag{47}$$

В контур ЭДС входит уравнения (42) и (43). Оба уравнения нелинейные, поэтому требуется компенсирующая нелинейная функция, устраняющая влияние обеих нелинейностей, с той разницей, что уравнение (42) представляет собой переменный коэффициент $K(I_b)$, а

уравнение (43) алгебраическое уравнение, с коэффициентом преобразования $\frac{kFK_{de}}{K_c}$. Результирующая функция равна произведению

$$K(I_b)\frac{kFK_{de}}{K_c} \tag{48}$$

представляет собой обратную функцию (43), которая имеет вид

$$\frac{K_c}{kFK_{de}K(I_b)}. \tag{49}$$

Линейная часть регулятора в связи с отсутствием инерционных составляющих, представляет собой простой интеграл с неизвестной постоянной $T_{pe}$ и имеет вид

$$T_{pe}\frac{dU_{pe}}{dt} = U_{ze} - K_{de}E. \tag{50}$$

Ограничение выходных сигналов предполагается выполнить программным путем, с учетом устранения влияния накопления сигнала интегрирующей частью регуляторов [5, 6], приводящих к большому перерегулированию при работе в режиме ограничения выходного сигнала регуляторов.

Таким образом, в работе показано, что введение интеллектуальных датчиков и микропроцессорного устройства позволило расширить функциональные свойства объекта без использования входных управляющих воздействий. На основе информации о состоянии объекта, ему придаются свойства самоорганизации, направленные на самоулучшение характеристик объекта и построение системы, функционирующей не по усредненным параметрам, а в полном диапазоне изменения параметров с учетом всех изменений. Решение этой задачи обеспечивается полученной моделью в нелинейных дифференциальных уравнениях без применения аппарата передаточных функций.

Предложен структурный синтез нелинейных регуляторов, состоящих из двух частей: нелинейной – компенсирующей нелинейности и переменные коэффициенты объекта, и линейной, компенсирующей в сторону существенного уменьшения влияния инерционностей объекта управления на динамику процессов. Синтез регуляторов выполнен на структурном уровне, параметрический синтез остался открытым, его предполагается выполнить с целью оптимизации направленной самоорганизации за счет входных управляющих вздействий.

Список литературы

1.Колесников А.А. Синергетические методы управления сложными системами: Теория системного синтеза [Текст] / А.А. Колесников. – М.: КомКнига, 2006. – 240 с.

2.Синергетические методы управления сложными системами: Механические и электромеханические системы [Текст] / А.А. Колесников [и др.]; под ред. А.А. Колесникова. М.: КомКнига, 2006. – 304 с.

3.Терехов В.М. Системы управления электроприводов: учебник для студ. высш. учеб. заведений [Текст]/ В.М. Терехов, О.И. Осипов; под ред. В.М. Терехова – 2-е изд., стер. – М.: Издательский центр “Академия”, 2006. – 304 с.

4.Хадлстон К. Проектирование интеллектуальных датчиков с помощью Microchip dsPIC [Текст] / К. Хадлстон. – К.: “МК-Пресс”, 2008. – 320 с.

5.Гудвин Г.К. Проекирование систем управления [текст] / Г.К. Гудвин, С.Ф. Гребе, М.Э. Сальгадо.- М.: БИНОМ. Лаборатория знаний, 2004. – 911 с.

6.Олссон Г. Цифровые системы автоматизации и управления [Текст] / Г. Олссон, Дж. Пиани. –Спб.: Невский диалект, 2001. – 557 с.

УДК 621.31 : 622.3.

# АНАЛИЗ ПАРАМЕТРОВ ЭЛЕКТРОПОТРЕБЛЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ ЮГА КУЗБАССА

***Кузнецова Е.С., Кипервассер М.В., Свирская Г.С., Инжелевская О.В.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

При разработке угольных месторождений, а также для переработки сырья, основным видом энергии является электрическая энергия, которую предприятия получают от энергосистем страны, а в отдаленных районах – от местных электростанций.

Установленная электрическая мощность современных шахт, в зависимости от их производительности, глубины залегания пластов, размеров шахтного поля, водообильности, уровня механизации, автоматизации и других факторов, достигает десятки МВА.

Современная угольная шахта представляет собой сложный комплекс взаимоувязанных объектов, расположенных под землей и на поверхности. К ним относятся собственно горные выработки, надшахтные здания и сооружения, средства механизации и автоматизации производственных процессов; оборудование и устройства энергоснабжения; средства и устройства, обеспечивающие безопасную и комфортную работу; средства связи и управления; сооружения и средства, обеспечивающие охрану окружающей среды.

Система разработки, объемы и способы подготовки и выемки полезного ископаемого, схемы вентиляции, водоотлива, подземного транспорта и подъема определяются характером залегания полезного ископаемого и иными факторами (сезонность, обводненность, характеристики угля и пр.)

Ведение горных работ неразрывно связано с комплексной механизацией и автоматизацией. Горнопроходческие работы ведутся с применением высокопроизводительных комбайновых комплексов. Добычные участки оснащаются механизированными очистными комплексами.

Перечисленное подземное оборудование вместе с оборудованием, обеспечивающим подготовку и ведение работ (водоотлив, подъем, транспорт, вентиляция), потребляют значительное количество электроэнергии.

Примерная структура электропотребления шахты приведена на рисунке 1.

Рисунок 1 - Структура электропотребления на шахтах

Большой процент электроэнергии приходится на проветривание и водоотлив, что связано с технологией производства.

Зависимость расхода электроэнергии от объемов производства, называется энергетической характеристикой. На рисунке 2 приведена энергетическая характеристика шахты.

Рисунок 2 - Зависимость общего электропотребления от объемов производства на шахтах

Зависимость расхода электроэнергии от объемов производства, аппроксимируется линейной функцией.

$$W = a + b \cdot П,$$

где W – расход электроэнергии, МВт·ч; П – объем производства, тыс. т; a, b – неизвестные коэффициенты.

$$W(П) = 4{,}62 \cdot П + 5005{,}6$$

Аппроксимация проводится методом наименьших квадратов. Коэффициенты линейного уравнения находим, используя табличный процессор Excel.

Производной от энергетической характеристики является зависимость удельного расхода электроэнергии от объемов производства (рисунок 3).

Рисунок 3 - Зависимость удельного электропотребления от объемов производства на шахтах

Эта нелинейная зависимость и для ее аппроксимации используется степенная функция

$$W_{уд} = a \cdot П^{b},$$

где $W_{уд}$ – удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т; П – объем производства, тыс. т; a, b – неизвестные коэффициенты.

$$W_{уд}(П) = 1419 \cdot П^{-0,736}$$

Полученные зависимости позволяют определить лимит электроэнергии для заявки в энергоснабжающую организацию, который рассчитывается по плановому объему продукции. Значение удельного электропотребления служит для контроля и оценки энергоэффективности горного производства.

На рисунке 4 показана сезонная зависимость общего удельного электропотребления. На летние месяцы приходится меньшее электропотребление.

Рисунок 4 - Сезонная зависимость общего электропотребления на шахтах

По структуре электропотребления наиболее энергоемкими потребителями являются подземный конвейерный транспорт, проветривание, водоотлив. Следовательно, для уменьшения перерасхода электропотребления шахты необходимо регулировать режимы работы конвейерных линий, вентиляционных и водоотливных установок. В расход электроэнергии входят потери электроэнергии в распределительных сетях. Они зависят от различных факторов: питающего напряжения, мощности установленных трансформаторов, компенсации реактивной мощности. Влияние на уровень потерь электроэнергии оказывают неравномерность графиков электрических нагрузок, неэффективность системы учета электроэнергии, нелинейность и несимметричность нагрузок, метеоусловия

Одним из направлений для повышения энергоэффективности на угольных шахтах является анализ потерь электроэнергии при ее передаче и распределении.

Для этой цели требуются дальнейшие исследования потерь электроэнергии с применением современной приборной базы, что даст возможность измерить важные качественные показатели электрической системы такие, как несимметрия, гармонические составляющие, динамика и статика реактивной мощности.

Список литературы

1. Электроснабжение промышленных предприятий: Учебник для студентов высших учебных заведений / Б. И. Кудрин. – М.: Интермет Инжиниринг, 2005. – 672 с., ил.

2. Определение потерь электроэнергии. Современные методологии повышения эффективности энергохозяйства потребителей/ Е.С. Кузнецова, Г.С. Свирская/ тр. Всерос. научн. – практ. конф., 2007. – Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2007. – С.7 – 11.

3. Потери электроэнергии в электрических сетях энергосистем / В.Э. Воротницкий, Ю.С. Железко, В.Н. Казанцев и др.; Под ред. В.Н. Казанцева. – М.: Энергоатомиздат, 1983. – 368 с., ил.

4. Киреева Э.А., Юнес Т., Айюби М. Автоматизация и экономия электроэнергии в системах промышленного электроснабжения: Справочные материалы. – М.: Энергоатомиздат, 1998. – 320 с., ил.

5. Глушков В.М., Грибин В.П. Компенсация реактивной мощности в электроустановках промышленных предприятий. – М.: Энергия, 1975. – 104 с., ил.

УДК 656.073:[605.92:004]

## УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ ГРУЗОПЕРЕВОЗОК НА ОСНОВЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ ЭЛЕКТРОННОГО ДОКУМЕНТООБОРОТА

***Приступа Ю.Д.***
***ОАО «СУЭК-Кузбасс»***
***г. Ленинск-Кузнецкий***

Эффективное управление перевозочным процессом на российских железных дорогах невозможно без использования современных информационных технологий. При создании конкурентоспособного инвестиционно привлекательного предприятия важнейшее значение приобретают инновационные разработки, направленные на совершенствование работы с грузоотправителем.

Одной из постоянно развивающихся информационных систем, внедренных по всей сети российских железных дорог, является система ЭТРАН – автоматизированная система централизованной подготовки и оформления перевозочных документов. Система электронного документооборота разработана с целью повышения качества обслуживания грузовладельцев и организации сбытовой деятельности ОАО «РЖД». По сообщениям пресс-службы ОАО «РЖД», сегодня система ЭТРАН охватывает 100% железнодорожных грузоперевозок на территории Российской Федерации,.

IT-обеспечением ОАО «РЖД» занимаются 18 централизованно управляемых специализированных предприятий, в распоряжении которых находятся более 500 основных и несколько тысяч вспомогательных информационных систем, обеспечивающих комплексную автоматизацию внутренних бизнес-процессов холдинга и его деятельности по обслуживанию потребителей транспортных услуг.

Система ЭТРАН основана на принципах использования электронного документооборота при взаимодействии с пользователями услуг железнодорожного транспорта для организации перевозок грузов. Система впервые включает клиента (грузоотправителя, грузополучателя, экспедитора) в технологический цикл приема заявок и оформления перевозок, обеспечивая ему возможность оформить заявку на перевозку, подготовить электронную накладную, получить итоговые документы, увидеть результаты расчетов провозной платы по перевозкам и отследить ход перевозок его грузов со своего рабочего места. Также клиенту предоставляется возможность получения информации обо всех грузах, отправленных в его адрес.

Организация обмена информацией с клиентами регламентируется специальными договорами, где прописывается состав информации и ответственность сторон, а также права на доступ к системе со стороны клиента. Разделение функций и включение клиента в процесс оформления документов исключает затраты времени на выполнение работниками железной дороги несвойственных им функций.

Основные функции системы:

- оперативный контроль над ходом согласования заявок;

− планирование расходов клиента за счет предварительного расчета стоимости перевозки по подаваемой заявке;

− оперативное уточнение заявки до начала перевозки груза (по каждой отправке);

− оформление перевозочных документов с использованием данных согласованной заявки;

− подача заявок в электронном виде с указанием пограничных передаточных станций в соответствии с планом формирования;

− получение оперативной информации о состоянии лицевого счета;

− защита информации посредством сертифицированных соответствующими государственными органами средств;

− оформление всех видов железнодорожных документов, сопутствующих перевозке грузов;

− наличие механизмов электронно-цифровой подписи, позволяющее перейти на полностью безбумажную технологию обмена документами;

− полный технологический цикл формирования документов в соответствии с Правилами перевозок грузов.

Для клиента доступ к системе ЭТРАН осуществляется в окне браузера с рабочей станции, подключенной по каналу VPN к серверу РЖД. В системе можно формировать и корректировать заявки на перевозку, накладные и совершать другие операции.

В погрузочно-транспортном управлении (ПТУ) ОАО «СУЭК-Кузбасс» для оформления документов (накладных) в системе ЭТРАН без использования автоматизированного рабочего места подготовки перевозных документов разработана специальная служебная подсистема. Подсистема представляет собой программу, которая обеспечивает взаимодействие между системой ЭТРАН и автоматизированной системой управления (АСУ) грузоотправителей, разработанную ОАО «РЖД».

В качестве АСУ грузоотправителя выступает программа «Автоматизированная система учета, анализа, моделирования процессов перевозки вагонов» разработанная в ПТУ ОАО «СУЭК-Кузбасс». Конфигурация системы приведена на рисунке 1.

Разработанная программа позволяет проводить операции над документами-поездами с целью внесения данных о технологических операциях с вагонами, загрузки данных из других приложений, формирования/расформирования существующих поездов в новые поезда. Ниже приведено краткое описание основных операций.

1. Создание нового поезда.

Новый поезд создается в журнале «Поезда» в момент зачисления порожняка (или выгрузки) на пути необщего пользования ПТУ. Документ создается штатными средствами 1С. Прописывается номер поезда, дата/время его зачисления. Табличная часть документа – номера вагонов прибывшего поезда - загружаются посредством встроенной процедуры «Загрузить вагоны» из текстового файла, полученного из системы «Система абонентского обслуживания» (САО ОАО «РЖД»). Вагоны можно загружать как «с головы» так и «с хвоста», можно загружать весь список или нужными группами.

Характеристики вагонов, выявленные при осмотре, прописываются пользователями (приемосдатчиками экспедиции) в документе.

Если вагон уже есть в справочнике «Вагоны», то все его реквизиты (грузоподъемность, тара, принадлежность ж/д, год выпуска и пр.) заполняются автоматически, иначе – вводятся пользователем. Во время выполнения этой процедуры пополняется (обновляется) справочник «Вагоны».

2. Разбивка по клиентам.

Выполняется поездным диспетчером, после анализа отчета «Натурный лист», для деления вагонов порожняка по клиентам погрузки, в зависимости от их технического состояния.

3. Расформирование.

Операция позволяет выбрать вариант расформирования:

Рисунок 1 – Конфигурация автоматизированная система учета, анализа, моделирования процессов перевозки вагонов

«по клиентам» - программа автоматически разобьет поезд на несколько поездов – отдельный поезд для каждого из прописанных клиентов.

«по вагонам» - программа позволяет пользователю самому выбрать вагоны, которые он может переместить в «новый» поезд или присоединить к уже существующему.

В левом окне формы выстраиваются вагоны выбранного поезда, в правое окно – пользователь перемещает вагоны, которые должны быть перемещены в другой поезд.

Если вагоны присоединяются к ранее существующему поезду, то возможны варианты их размещения как в «голову» поезда, так и в «хвост», в зависимости от состояния флажка «в голову».

4. Адресация

Процедура адресации открывает форму, в левом окне которой выстраиваются вагоны выбранного поезда. В правое окно перемещается адресуемая группа вагонов. Заполняются поля «Отгрузка за дату», «Заявка». Поле «Заявка» заполняется из справочника «Заявки». При выборе нужного элемента справочника все остальные поля формы (направление, грузополучатель и т.д.) заполняются программно реквизитами выбранной заявки. Кроме того, программа контролирует отгрузку по выбранной заявке, и формирует сообщение о плане, факте и возможности дальнейшей отгрузки по выбранной заявке. В случае перегруза – выдает предупреждение.

В форме «Вид Погрузки», которая предлагает выбрать вариант погрузки:

«по заявке» - предполагает, что для вагонов уже прописана заявка операцией «Адресовать», поэтому все данные по заявке присутствуют. Задача приемосдатчика пункта погрузки – прописать вес груза, дату/время подачи и уборки.

«произвольно» - используется в тех случаях, когда погрузка осуществляется не по заявке. В этом случае форма для погрузки помимо ввода веса и даты/времени подачи и уборки предполагает ввод направления, грузополучателя, плательщика и др.

На рисунке 2 приведена схема электронного документооборота.

Рисунок 2 - Схема электронного документооборота

Основные задачи по организации электронного документооборота в технологических процессах Ленинск-Кузнецкого ПТУ и ПТУ «Восточный Кузбасс»:

−синхронизировать справочники программы «Автоматизированная система учета, анализа, моделирования процессов перевозки вагонов» со справочниками системы ЭТРАН;

−организовать формирование файлов строгого формата, которые будут передаваться в ЭТРАН посредством COM – объекта, обеспечить прохождение файлов форматного контроля, а так же контроль в соответствии с технологией ЭТРАН для обработки соответствующего типа информации;

−организовать чтение программой ответных файлов и их загрузку базу данных программы.

На сегодняшний день 1 этап и 2 этап реализованы в технологических процессах Ленинск-Кузнецкого ПТУ и ПТУ «Восточный Кузбасс», 3 этап и выход в ЭТРАН находятся в стадии разработки.

УДК 681.51:[656.073:622.33]

## АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ СИСТЕМА НОМЕРНОГО УЧЕТА ВАГОНОВ В ПРОИЗВОДСТВЕННО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМ ПРОЦЕССЕ ПОГРУЗОЧНО-ТРАНСПОРТНОГО УПРАВЛЕНИЯ ОАО «СУЭК-КУЗБАСС»

***Приступа Ю.Д.***
***ОАО «СУЭК-Кузбасс»***
***г. Ленинск-Кузнецкий***

Для организации автоматизированной системы номерного учета вагонов в производственно-технологическом процессе погрузочно-транспортного управления (ПТУ) ОАО «СУЭК-Кузбасс» разработана программа «Автоматизированная система учета, анализа, моделирования процессов перевозки вагонов».

Данная программа автоматизирует процесс проведения и учета технологических операций с вагонами с момента их передачи станцией ОАО «Российские железные дороги» (РЖД) на пути необщего пользования (операция зачисления) до момента их возврата на пути ОАО «РЖД» (операция снятия), реализует процесс накопления базы данных историей каждого отдельного вагона. Система интегрирована в информационное пространство ПТУ ОАО «СУЭК-Кузбасс» и предназначена для использования в производственно-технологическом процессе.

Использование данной программы позволяет:

− отслеживать в режиме on-line наличие и состояние вагонов на путях необщего пользования, место каждого вагона в технологическом процессе;

− формировать утвержденные печатные формы и документы для обмена с контрагентами-грузоотправителями и с ОАО «РЖД»;

− формировать, просматривать, печатать в формате документов Microsoft Excel итоговые отчеты о погрузке, оплате, простоях, занятости путей, отгрузке по заявкам и декларациям в разрезе контрагентов, направлений;

− получать информацию о ранее снятых и выданных на пути ОАО «РЖД» вагонах, поездах, маршрутах;

− разграничивать доступ к автоматизированной системе на основе механизма авторизации и предоставления прав доступа.

Программа написана на входном языке 1С (версия7.7), который предназначен для быстрой разработки прикладных решений. Платформа и прикладные решения, разработанные на её основе, образуют систему программ «1С:Предприятие», которая предназначена для автоматизации различных видов деятельности, включая решение задач автоматизации учёта и управления на предприятии.

Средства быстрой разработки представлены визуальным конфигурированием, которое позволяет разработчику сосредоточиться на создании бизнес-логики приложения и не заниматься технологическими подробностями, такими, как организация взаимодействия с базой данных, обработка транзакционных блокировок, нюансы программирования экранных форм и т. п.

Версия 7.7 состоит из программной оболочки, которая работает с одной или несколькими базами данных, определяемых конфигурацией. К программной оболочке подключаются компоненты, реализующие различные механизмы учёта и администрирования.

Конфигурация содержит параметры базы данных и пользовательского интерфейса, редактируется в режиме «Конфигуратора», предоставляющего удобный визуальный инструмент для создания и редактирования таблиц данных и графических форм, а также написания алгоритмов на встроенном языке программирования.

Краткое описание компонентов и процедур автоматизированной системы номерного учета вагонов в производственно-технологическом процессе ПТУ ОАО «СУЭК-Кузбасс» приведено в таблице 1.

Таблица 1 – Описание конфигурации автоматизированной системы номерного учета вагонов

| Наименование компонента | Перечень процедур и краткое описание |
|---|---|
| Справочники -программа поддерживает ведение системы справочников. | Станции ПТУ – справочник всех географически удаленных подразделений предприятия, на которых совершаются операции с вагонами.<br>Клиенты – справочник промышленных предприятий, для которых локомотивами ПТУ поставляются/убираются вагоны. Справочник подчинен справочнику «Станции ПТУ».<br>Материалы – справочник материалов (марок углей). Справочник подчинен справочнику «Клиенты».<br>Погрузочные пути – справочник путей. Справочник подчинен справочнику «Клиенты».<br>Железнодорожные станции – справочник железнодорожных станций ОАО «РЖД» с их реквизитами.<br>Контрагенты – справочник контрагентов-грузополучателей с их реквизитами.<br>Операторы – справочник операторов-собственников подвижного состава (вагонов).<br>Вагоны – справочник железнодорожных вагонов с их реквизитами (грузоподъемность, тара и т.д.).<br>Заявки – справочник заявок/деклараций, по которым ведется плановая отгрузка.<br>Тарифы – справочник тарифов грузоперевозок. |
| Документы - исходные данные хранятся в документах. Программа поддерживает создание, изменение, хранение документов. | Документ «Поезд». Информация собирается и вводится последовательно, по мере прохождения вагоном технологических операций над ним. Данные вводятся в месте возникновения операции в момент ее выполнения.<br>Документ «Поезд снятый». Наполняется данными обо всех технологических операциях, проведенных с каждым из вагонов за время его нахождения на путях необщего пользования ПТУ. |
| Журналы - программа поддерживает средства для работы с | Журнал «Поезда». Содержит перечень вагонов, которые в данный момент находится на путях необщего пользо- |

| Наименование компонента | Перечень процедур и краткое описание |
|---|---|
| документами. Возможно вводить документы, просматривать их, редактировать, удалять. | вания ПТУ. Вагоны объединены в поезда в тех комбинациях, в которых они в каждый данный момент собраны по путям и паркам ПТУ.<br>Журнал «Поезда снятые». Хранит поезда, снятые и выданные на пути ОАО «РЖД». Вагоны в этих поездах прошли полный цикл технологических операций от зачисления до снятия и выдачи их на пути ОАО «РЖД». |
| Операции - проводятся над документами-поездами с целью внесения данных о технологических операциях с вагонами, загрузки данных из других приложений, формирования/расформирования существующих поездов в новые поезда. | Создание нового поезда. Новый поезд создается в журнале «Поезда» в момент зачисления порожняка (или выгрузки) на пути необщего пользования ПТУ.<br>Разбивка по клиентам. Служит для деления вагонов порожняка по клиентам погрузки, в зависимости от их технического состояния.<br>Расформирование. Предлагает выбрать вариант расформирования «по клиентам» или «по вагонам»<br>Адресация. Контролирует отгрузку по выбранной заявке, и формирует сообщение о плане, факте и возможности дальнейшей отгрузки по выбранной заявке. Погрузка. Предлагает выбрать вариант погрузки «по заявке» или «произвольно».<br>Памятка, уведомление. «Памятка» автоматически присваивает очередной номер, дату и время создания памятки для клиента (шахты, разреза), «Уведомление» - очередной номер, дату и время создания уведомления для станции примыкания для выбранной группы вагонов.<br>Выдача, снятие. Прописывает дату/время снятия поезда и дату/время выдачи его на пути ОАО «РЖД», маршрут, проводит контроль на полноту введенной информации по каждому вагону, хронологию событий.<br>Оператор. Служит для пополнения/обновления базы вагонов, принадлежащих какому-либо оператору.<br>Вес из Excel. Служит для приема данных с пунктов погрузки предприятий, не оснащенных программой.<br>Акты. Служит для присваивания номера акта вагонам, зачисленным по акту.<br>Групповые операции. Служит для присваивания значений выбранной группе вагонов.<br>Обмен данными с другими приложениями. |
| Отчеты - программа поддерживает процедуры создания отчетов. | Полный реестр. Реестр полной информации о текущем состоянии вагонов поезда, отражает все введенные на данный момент значения полей по вагону.<br>Натурный лист. Формирует натурный лист выбранного поезда.<br>Декларация. Отчет, информирующий о плане и факте погрузки по запрашиваемой заявке/декларации.<br>О вагоне. По номеру вагона программа находит все вхождения этого вагона на пути необщего пользования ПТУ |

| Наименование компонента | Перечень процедур и краткое описание |
|---|---|
| | за запрашиваемый период с распечаткой основных данных по вагону с возможностью открытия документов, в которые входит вагон.<br>Ведомость грузовая. Ведомость расчета оплаты за пользование вагонами по клиентам с возможностью разбивки суммы на шахту, разрез, ПТУ.<br>Анализ простоев. Отчет «Анализ нахождения вагонов на путях необщего пользования» дает разбивку общего времени нахождения на путях необщего пользования на отдельные операции с расшифровкой причин простоев.<br>Памятки, акты, уведомления. Формируются как реестр памяток, актов, уведомлений, так и печать отдельного документа – памятки, акта или уведомления, соответственно. Реестры формируются по запросу в разрезе периода, клиента, станции.<br>Книги погрузки. Выдается форма для выбора вида книги погрузки. Книги формируются в разрезе периода, клиента, станции, развернутые, итоговые.<br>Накладные. Вызывается форма для печати товарно-транспортных накладных: одиночная или групповая, тип – российская, экспортная, СМСГ.<br>О поездах. Выдается форма для выбора вида отчета. |

Исходные данные хранятся в документах. Форма документа "Поезд" приведена на рисунке 1. Каждая строка табличной части документа - это данные по одному вагону.

Информация собирается и вводится последовательно, по мере прохождения вагоном технологических операций над ним. Данные вводятся в месте возникновения операции в момент ее выполнения. В форме документа отображаются не все данные, так как их достаточно много (начало, конец и аналитика по каждой технологической операции) и отображение всех данных сделало бы форму неоправданно громоздкой. Большинство как отображаемых, так и неотображаемых данных, вводятся посредством специальных операций - обработок.

Рисунок 1 – Форма документа "Поезд"

Документ «Поезд снятый» по сути является архивным документом, он содержит информацию о вагонах, ушедших с путей необщего пользования ПТУ, вагонах снятых и выданных на пути ОАО «РЖД».

Табличная часть документа «Поезд снятый» идентична табличной части документа «Поезд». Но в отличие документа «Поезд», он наполнен данными обо всех технологических операциях, проведенных с каждым из вагонов за время его нахождения на путях необщего пользования ПТУ. Шапка документа помимо номера поезда, даты/времени зачисления содержит данные о маршруте, дате/времени снятия поезда, дате/времени выдачи поезда.

Документ может быть открыт только для просмотра.

Основной журнал для работы с программой - журнал «Поезда». В нем создаются документы «Поезд», проводятся все операции с вагонами, формируются отчеты и аналитические таблицы. Журнал «Поезда» содержит перечень вагонов, которые в данный момент находится на путях необщего пользования ПТУ. Вагоны объединены в поезда в тех комбинациях, в которых они в каждый данный момент собраны по путям и паркам ПТУ. Форма журнала «Поезда» приведена на рисунке 2.

Графы журнала содержат информацию о номере поезда, дате/времени его зачисления, количестве груженых и порожних вагонов, произвольный комментарий.

Так как журнал используется в оперативной работе пользователей, то для удобства и скорости на форму журнала вынесены кнопки для вызова наиболее часто используемых операций и формируемых отчетов. Кнопки объединены в 2 группы: группа «Операции» и группа «Отчеты» (рисунок 2).

При помощи кнопок из группы «Операции» вызываются обработки, реализующие процедуры проведения различных технологических и рабочих операций над вагонами. При этом возможны операции над отдельными вагонами и группами вагонов.

При помощи кнопок из группы «Отчеты» вызываются обработки и процедуры формирования отчетов, таблиц, документов.

Рисунок 2 - Форма журнала «Поезда»

Журнал «Поезда снятые» хранит поезда, снятые и выданные на пути ОАО «РЖД». Вагоны в этих поездах прошли полный цикл технологических операций от зачисления до снятия и выдачи их на пути ОАО «РЖД». Документы «Поезда снятые» содержат всю эту информацию, и используются для получения всевозможных отчетов.

Документы в журнале открываются только для просмотра. Если возникает необходимость корректировки, документ переносится в журнал «Поезда» посредством кнопки «Перенос в журнал «Поезда», и там корректируется.

Отчеты вызываются посредством кнопок из группы «Отчеты». (рисунок 3) По ряду кнопок вызываются одноименные отчеты, другие кнопки объединяют группу родственных отчетов.

Рисунок 3 – Форма выбора вида отчета

В зависимости от выбора вида отчета выходит форма для ввода данных запроса. На рисунке 4 приведен пример отчета о выданных маршрутах.

| Станц | № поезда | Направление | Снятие | Вагонов | Тонн | В т.ч. по клиентам | Вагонов | Тонн | В т.ч. по операторам | Вагонов |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Бкм | 3501 | Мурманск | 02.02 | 67 | 4666,60 | Комсомолец (погр | 67 | 4666,60 | ПГК | 64 |
| | | | | | | | | | СУЭК | 3 |
| Бкм | 3805-красн | Томусинская | 03.02 | 68 | 4754,90 | Красноярка | 38 | 2661,50 | КЭТ | 59 |
| | | | | | | Комсомолец (погр | 30 | 2093,40 | СУЭК | 9 |
| Лен2 | 3653-Окт | Юрга | 05.02 | 49 | 3358,30 | ш.Октябрьская | 49 | 3358,30 | РЖД | 49 |
| Бкм | 3635 | Томусинская | 05.02 | 68 | 4743,30 | Красноярка | 53 | 3704,30 | КЭТ | 68 |
| | | | | | | Комсомолец (погр | 15 | 1039,00 | | |
| Бкм | 2645 | Ванино | 07.02 | 64 | 4463,60 | Красноярка | 48 | 3346,40 | ПГК | 58 |
| | | | | | | Комсомолец (погр | 16 | 1117,20 | СУЭК | 6 |
| Бкм | 2645-3 | Рубцовск | 06.02 | 3 | 202,40 | Комсомолец (погр | 3 | 202,40 | РЖД | 3 |
| Бкм | 3901-красн | Обнорская | 10.02 | 67 | 4665,70 | Красноярка | 67 | 4665,70 | СУЭК | 67 |

Рисунок 4 – Пример отчета о выданных маршрутах

По номеру вагона программа находит все вхождения этого вагона на пути необщего пользования ПТУ за запрашиваемый период с распечаткой основных данных по вагону с возможностью открытия документов, в которые входит вагон (рисунок 5).

Отчет «Анализ нахождения вагонов на путях необщего пользования» дает разбивку общего времени нахождения на путях необщего пользования на отдельные операции с расшифровкой причин простоев (рисунок 6).

За время эксплуатации программы в ее конфигурацию, алгоритм, интерфейс пользователя было внесено достаточно много обновлений, связанных с изменением технологических процессов, необходимостью формирования новых документов, потребностью углубленного анализа работы предприятия.

В настоящее время ведутся наработки с целью организации безбумажного документооборота с ОАО «РЖД» - оформление документов в системе "Электронной транспортная накладная" (ЭТРАН).

Рисунок 5 – Информация о вагоне

Рисунок 6 – Пример отчета «Анализ нахождения вагонов на путях необщего пользования»

Список литературы

1. Ощенко И. Азбука программирования в 1С:Предприятие 7.7 – С-Пб: БХВ_Петербург, 2008. – 520 с.

2. Шубина Е.В. Работаем в 1С: Предприятие 7.7. Настройка, эксплуатация, конфигурирование и программирование. – М.: Дашко и Ко, 2009. – 448 с.

УДК 622.7:658.011.56

## АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ СИСТЕМА ОПЕРАТИВНО-ДИСПЕТЧЕРСКОГО УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ КОМПЛЕКСОМ УСТАНОВКИ ПО ОБОГАЩЕНИЮ УГЛЯ В ООО «УК «РАЗРЕЗ СТЕПНОЙ»

***Березин Д.Г., Халимов В.А.***
***ООО «Научно-исследовательский центр систем управления»***
***г. Новокузнецк***

Автоматизированная система оперативно – диспетчерского управления технологическим комплексом установки по обогащению угля (АСОДУ ТКО) предназначена для автоматизации контроля и управления производственными и технологическими процессами и оборудованием технологического комплекса обогащения угля в ООО УК «Разрез Степной, включая решение следующих основных задач:

– централизованный контроль, анализ и отображение информации о состоянии производственных и технологических процессов и оборудования технологического комплекса;

– управление технологическими процессами и оборудованием технологического комплекса обогатительной установки.

Система автоматизации управления технологическим комплексом строится как двухуровневая система, схема укрупненной технической структуры которой приведена на рисун-

ке 1. Нижний уровень - системы автоматического управления (САУ) дробильно-сортировочным комплексом, установкой по обогащению угля и комплексом погрузки.

Рисунок 1 - Схема укрупненной технической структуры АСОДУ технологическим комплексом установки по обогащению угля

Верхний уровень - система автоматизации диспетчерского контроля и управления технологическим комплексом обогащения угля, состоящая из двух компонентов:

1. Диспетчерской станции, в состав которой входит основная и резервная диспетчерская станция (холодный резерв). Диспетчерская станция реализована на базе сервера HP ProLiant и обеспечивает централизованный сбор, обработку, отображение графической и цифровой информации о текущем состоянии оборудования и технологических процессов, а так же хранение и графическое представление трендов технологических процессов.

2. Автоматизированного рабочего места (АРМ) энергетика, реализованного на базе персонального компьютера HP Compaq и размещаемого в АБК установки по обогащению угля. АРМ энергетика рассматривается в качестве составной части автоматизированной системы оперативно-диспетчерского контроля и управления (АСОДУ) установки, на него поступают все данные с оборудования и информация со счетчиков.

Основное назначение этой системы - автоматизация информационных и управляющих функций централизованного контроля и мониторинга состояния электроприводов и планирования профилактических и восстановительных ремонтных работ.

Системы нижнего уровня – САУ дробильно-сортировочным комплексом, установкой по обогащению и комплексом погрузки реализуются на базе модульных микропроцессорных контроллеров CJ1 и программируемых терминалов NS5. Контроллеры укомплектованы всеми необходимыми модулями для приема входных сигналов и выдачи управляющих сигналов, коммуникационными модулями для обмена информацией по интерфейсным каналам между собой и с системой верхнего уровня, а также с системой автоматизации отсадочной машины «Батак» и системой автоматизации фильтр-прессов.

АСОДУ технологическим комплексом установки по обогащению угля реализуются следующие основные информационные и управляющие функции.

Системы нижнего уровня.

Информационные функции:

– считывание и предварительная обработка сигналов – фильтрация измерительных помех аналоговых сигналов и защита от "дребезга" дискретных сигналов;

– измерение и контроль значений технологических переменных;

– анализ логических значений совокупности дискретных сигналов, характеризующих состояние агрегатов и локальных систем, идентификация событий, происходящих на контролируемом агрегате, формирование соответствующих дискретных признаков событий;

– контроль временных интервалов (time out) достижения контролируемой величиной заданного значения;

– анализ событий и идентификация состояния агрегатов и технологических комплексов – формирование соответствующих дискретных признаков состояния оборудования и технологических комплексов;

– обмен информацией по коммуникационным сетям и посредством сигнальных связей со смежными системами, включая локальные системы автоматизации отсадочной машиной «Батак» и фильтр-прессов.

Управляющие функции:

– автоматическое управление технологическим оборудованием – пуск/останов агрегатов и с учетом их текущего состояния и технологического регламента взаимных блокировок механизмов и оборудования;

– автоматическое регулирование основных режимных параметров технологических процессов.

Система верхнего уровня.

1. Диспетчерская станция

Информационные функции:

– обмен информацией по коммуникационным сетям с главным корпусом и АРМ энергетика;

– слежение за изменениями признаков событий и состояниями оборудования и технологических процессов;

– анализ признаков оборудования и команд управления, формируемых диспетчером, в соответствии с заданными режимами управления и регламентом функционирования комплекса;

– отображение на мониторе информации о текущем состоянии и режимах работы агрегатов, результатов диагностики оборудования и анализа действий диспетчера;

– расчет интегральных технологических и технических показателей, характеризующих условия и результаты работы автоматизированного технологического комплекса;

– сбор и хранение данных о предыстории функционирования оборудования установки по обогащению угля, с возможностью последующего анализа данных и предоставления отчетов в виде графиков.

Управляющие функции:

– дистанционное управление оборудованием и технологическим процессом;

2. АРМ энергетика

Информационные функции:

– обмен информацией по коммуникационным сетям с главным корпусом и диспетчерской станцией;

– анализ признаков и диагностика состояния оборудования технологического процесса;

– отображение на мониторе информации о текущем состоянии и режимах работы агрегатов, результатов диагностики оборудования и анализа действий диспетчера;

– расчет интегральных технологических и технических показателей, характеризующих условия и результаты работы автоматизированного технологического комплекса;

– формирование отчетов на основе предыстории о функционирования оборудования технологического комплекса.

Основу информационного обеспечения АСОДУ ТКО составляют аналоговые сигналы измерительной информации и дискретные сигналы состояния оборудования, сигналы управления оборудованием, поступающие в программируемые контроллеры от датчиков, а также данные о режимных параметрах и состояниях оборудования, получаемые от средств измерения и локальной автоматики по интерфейсным каналам связи.

Обмен данными между контроллерами PLC1, PLC 2 и PLC3, на базе которых реализуется нижний уровень системы (САУ дробильно-сортировочным комплексом, САУ установкой по обогащению угля и САУ комплексом погрузки) и диспетчерской станцией системы верхнего уровня, а так же АРМом энергетика выполняется посредством сервера OPC Server Kepware, установленного на компьютере диспетчерской станции.

Отображение информации диспетчеру осуществляется посредством мнемосхемы, представленной на мониторе компьютера диспетчерской станции (рисунок 2), отражающей все основные компоненты технологического комплекса и их связи в технологической цепи.

Мнемосхема, отображаемая на компьютере диспетчера состоит из трех частей. В верхней части расположена кнопка для авторизации диспетчера, информация о состоянии связи с контроллерами, а так же три вкладки: главный видеокадр (изображается по умолчанию), журнал событий (вызывается при нажатии на вкладку) и тренды (при нажатии на вкладку вызываются исторические тренды, представляющие собой графики архивированных данных).

В средней части мнемосхемы изображены все элементы технологического процесса и их связи в технологической цепи.

В нижней части мнемосхемы располагается сводка состояний тревог.

Все алгоритмы оценивания и контроля, автоматического программно-логического управления, автоматического регулирования технологических параметров реализуются в виде прикладного (специального) программного обеспечения контроллеров PLC1, PLC2 и PLC3, диспетчерской станции САУ технологическим комплексом установки по обогащению угля.

Рисунок 2 – Основной видеокадр диспетчерской станции

Информационное обеспечение диспетчерской станции конфигурируется средствами базового программного обеспечения, в качестве которого используется SCADA система InTouch. InTouch поддерживает стандартные протоколы обмена данными (DDE, OLE, OPC) и внедрение объектов ActiveX, что обеспечивает гибкость и возможность расширения системы.

Разработка прикладного программного обеспечения, настройка и техническое обслуживание контроллеров Omron осуществляется с использованием инструментального пакета CX-One, который позволяет создавать, настраивать и программировать все сети и программируемые контроллеры.

Разработка прикладного программного обеспечения операторской станции осуществляется посредством инструментального пакета InTouch Development.

В настоящее время автоматизированная система оперативно – диспетчерского управления технологическим комплексом установки по обогащению угля проходит промышленное испытание в ООО «УК «Разрез Степной».

*Работа выполнена по гранту РФФИ № 10-07-00193а.*

УДК 622.23.51

## ОАО «ВОЛГАБУРМАШ»: НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ БУРЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН НА КАРЬЕРАХ

***Щербаков А.П.***
***ОАО «Волгабурмаш»***
***г. Самара***

Одна из основных тенденций развития горной промышленности России – непрерывное повышение эффективности буровзрывных работ, снижение затрат на бурение скважин и

повышение производительности труда. Так как эффективность разрушения пород на карьерах черной и цветной металлургии, угольной промышленности и строительных материалов зависит от многих факторов, то в качестве приоритетного можно выделить правильно подобранный буровой инструмент, оптимально соответствующий горно-геологическим и технологическим условиям бурения каждого конкретного горнодобывающего предприятия.

ОАО «Волгабурмаш» - ведущий российский производитель буровых долот - дает возможность не только выбирать необходимые долота из имеющегося ассортимента, но и при необходимости работает с заказчиком по индивидуальной схеме, проектируя и производя уникальные конструкции долот «с нуля» с учётом всех заданных параметров.

Компания «Волгабурмаш» производит шарошечные долота диаметром от 130,2 мм до 393,7 мм с продувкой забоя воздухом для бурения скважин в различных горно-геологических условиях. При проектировании долот акцент делается на повышение технико-экономических показателей работы – механической скорости бурения и проходки за счёт оптимизации схемы поражения забоя и применения новых современных материалов.

Один из основных принципов работы ОАО «Волгабурмаш» – это индивидуальный подход к заказчику, который позволяет за счет анализа практических результатов находить новые решения, производить долота с учётом технологических особенностей проведения буровых работ и характерных горно-геологических условий. Высокий научно-технический потенциал компании, наличие собственного конструкторского бюро позволяют успешно справляться с этой задачей.

Специалисты компании «Волгабурмаш» нацелены на результат, именно поэтому большое внимание уделяется организации обратной связи с заказчиком, анализу полученной информации об отработке долот, что позволяет оперативно вносить конструктивные изменения и улучшать показатели их работы.

Эффективность принципов работы ОАО «Волгабурмаш» можно проиллюстрировать на конкретных примерах.

В мае 2010 г. была проведена подконтрольная отработка долот 215,9 V-AS61X-R895 (215,9ТЗ-ПГВ-R895) в условиях Краснобродского разреза УК «Кузбассразрезуголь». Средняя проходка составила 7 843 м при средней механической скорости 52,4 м/час. При этом максимальная проходка достигла 12 877 м при механической скорости 58,0 м/час. Долота отрабатывались как при бурении угольных пластов (7-8 категории по буримости), так и при бурении вскрышных пород (9-10 категории по буримости) на буровых станках DML-1200, 3СБШ-200.

Высокие показатели были достигнуты за счёт того, что данный тип долота был спроектирован специально для бурения угольных пластов, и в конструкции найдено удачное сочетание агрессивного вооружения и сильной опоры с надежной защитой от абразивного износа.

Хорошие результаты были получены в феврале-мае 2011 года в условиях Моховского разреза УК «Кузбассразрезуголь»: при проведении испытаний долот 215,9 V-AS61X-R895 (215,9ТЗ-ПГВ-R895) их проходка составила 4 500 м, механическая скорость бурения - 60 м/ч; долота 215,9 V-AS42Y-R938 (215,9МЗ-ПГВ-R938) прошли 4021 м при механической скорости бурения - 78 м/ч. Долота отрабатывались в породах 8-9 категории по буримости на буровых станках DML-1200.

Результаты работы долот 200 V-ALS62Y-R244 (200ТЗ-ПГВ-R244) и 200 V-ALS63Y-R808-1 (200ТКЗ-ПГВ-R808-1) в условиях ОАО «Азот-Черниговец» в породах 6 - 8 категории по буримости на уровне лучших показателей зарубежных долот: проходка составила 7074 м и 6235 м на долото соответственно.

Хорошие результаты получены в апреле 2011 года в условиях разрезов Томусинский, Ольжерасский, Краснобродский ОАО «Южный Кузбасс». При проведении испытаний долот 215,9 V-AS61X-R895 (215,9ТЗ-ПГВ-R895) проходка составила 2169 м, механическая скорость бурения — 32,5 м/ч. Долота отрабатывались в породах 10-11 категории по буримости на буровых станках: 3СБШ200-60, DML-1200, D50KS.

В условиях железорудных карьеров долота производства ОАО «Волгабурмаш» также занимают лидирующие позиции по проходке и механической скорости. В 2011 году на карьерах ОАО «Южный ГОК», ОАО «Северный ГОК» (Украина) проводились испытания долот 250,8 V-ALS72Y-R482 (250,8 К-ПГВ-R482) в сложных геологических условиях. Получены положительные результаты в породах f=18: проходка - 342,5 м, механическая скорость бурения - 18,3 м/час; в породах f=14 -16 проходка составила - 513 м, механическая скорость бурения - 27,3 м/ч, что значительно выше показателей работы долот других производителей. Долота 250,8 V-ALS72Y-R482 (250,8 К-ПГВ-R482) успешно применяются на карьере ОАО «Лебединский ГОК»: средняя проходка в породах f = 17-18 составляет 212,4 м на долото, механическая скорость - 12,9 м/ч.

В апреле 2011 года в условиях карьера ОАО «Лебединский ГОК» проведены испытания новой конструкции долот 250,8 AUL-ALS72Y-R976 (250,8 К-ПГАУ-R976), получены хорошие результаты: средняя проходка в породах f = 17-18 составила 291,4 м на долото, механическая скорость - 14,4 м/ч. Отличительной особенностью новых долот 250,8 AUL-ALS72Y-R976 является усиленная конструкция опоры, предотвращающая попадание шлама к подшипникам опоры, что способствует увеличению срока её службы. Именно эти конструктивные опции обеспечивают высокие показатели долот, их проходка в разы больше, чем у аналогичных отечественных долот и на уровне показателей ведущих зарубежных фирм-производителей.

Долота 200,0 V-ALS63Y-R808-1 (200,0 ТКЗ-ПГВ-R808-1) при бурении взрывных скважин в ОАО «Ковдорский ГОК» на руднике «Железный» обеспечили среднюю проходку 856 м, стойкость 23,6 часа, механическую скорость бурения 36,2 м/ч на буровых станках DM45, DML1200. Технические характеристики данных станков позволяют значительно сократить время бурения взрывных скважин. Долота отрабатывались при бурении преимущественно в апатитовых рудах 13 категории по буримости (f=6-12). Средняя проходка долота 200,0 V-ALS63Y-R808-1, по сравнению с долотом другого отечественного производителя, применявшимся в аналогичных условиях, выше на 41,7%.

Использование новых материалов с повышенными прочностными и износостойкими свойствами обеспечивает неуклонное повышение показателей работы долот. Так, в условиях карьера «Юбилейный» Айхальского ГОКа АК «АЛРОСА» успешно проведены испытания долот 250,8 V-ALS42Y-R430 (250,8К-ПГВ-R430) с применением новых материалов. Они отрабатывались при бурении известняков и кимберлитов (f=5-7) на станках СБШ-250МНА-32, D75KS. Средняя проходка модернизированных долот составила 3 748 м, что на 380 м (11,3%) выше показателя серийных долот 250,8 V-ALS42Y-R430.

В филиале ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» «Бачатский угольный разрез» в присутствии представителя ОАО «Волгабурмаш» была проведена подконтрольная отработка долота 269,9 V-ALS62Y-R423 (269,9ТЗ-ПГВ-R423) на буровом станке Pit Viper-271. Перед её началом буровой станок тестировался на осевое давление и производительность компрессора с целью определения допустимых нагрузок на долото и установки в долото насадок оптимального диаметра для охлаждения опор и эффективной очистки шлама. Долото отрабатывалось в породах X-XI категории по буримости (f=8). Средняя проходка составила 12 322 м, стойкость - 176 часов, механическая скорость бурения - 70 м/час. Полученные результаты соответствуют нормативам, установленным в ОАО «УК «Кузбассразрезуголь», и в полной мере требованиям потребителя.

Как видно из приведенных примеров, ОАО «Волгабурмаш» находит оптимальное решение для конкретных задач, актуальных для заказчика. Такой подход к работе, а также постоянный контроль качества выпускаемой продукции, гибкая ценовая политика позволяют компании «Волгабурмаш» быть надёжным партнёром, лидирующем на российском рынке и входящим в число крупнейших мировых производителей долот.

УДК 004.942:622.23.01

# МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВДАВЛИВАНИИ ИНДЕНТОРА В СТЕНКИ СКВАЖИНЫ

***Корнеев В.А.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Применение методов математического моделирования при проведении научных исследований давно стало одним из важнейших инструментов построения объективной картины происходящих явлений. Широкие возможности математического описания в совокупности со значительной производительностью современных вычислительных средств позволяют в настоящее время решать множество задач на этапе проектирования технических агрегатов и реализуемых ими процессов, что обеспечивает получение требуемых результатов с меньшими затратами ресурсов и в более короткие сроки.

Работы, осуществляемые научным коллективом сотрудников Сибирского государственного индустриального университета по проектированию технических средств скважинной разведки геомеханической обстановки в горных выработках, базирующихся на измерении прочности горных пород путем вдавливания в них индентора, показали необходимость проведения математического моделирования процессов разрушения горных пород при данном воздействии. Необходимость моделирования была вызвана поиском наиболее эффективной методики исследования, позволяющей получить максимальную информативность об исследуемом объекте при наименьшем количестве измерений.

Кроме того, решение задачи о внедрении индентора в цилиндрическую поверхность также носит значительный академический интерес в связи с недостаточным рассмотрением данного вопроса, по мнению автора, в научных изданиях.

Таким образом, математическая модель, полученная по результатам работы, является инструментом повышения безопасности и эффективности технологий подземной разработки угольных месторождений, а также позволяет построить имитационный комплекс, способствующий интерпретации теоретических предпосылок решения динамической задачи о внедрении индентора в цилиндрическую поверхность.

Основным инструментарием проводимых исследований является разработанная и реализованная на ЭВМ автором математическая модель изучаемого процесса, позволяющая моделировать приложение распределенной нагрузки на верхний слой исследуемой области и воздействие индентора на стенку скважины с заданным усилием.

Следует отметить, что в математической модели допускается различное пространственное расположение вектора усилия на индентор посредством его разложения на базисные составляющие в соответствии с осями $X$, $Y$ и $Z$ в декартовой системе координат. Данная особенность позволяет моделировать не только приложение нагрузки к стенке скважины, но также и к ее торцу, под различными углами. Кроме того, еще одним из достоинств разработанной математической модели является возможность учета неоднородности горных пород по скважине посредством изменения прочности и деформационных параметров породных слоев.

Процесс проведения исследования с помощью разработанной математической модели начинается с задания оператором исходных данных для моделирования. Формирование исходных данных осуществляется посредством заполнения соответствующих форм в меню модели. После этого происходит запуск программного обеспечения на решение и дальнейший расчет осуществляется на ЭВМ без участия оператора.

Разработанная программа после своей инициализации проводит дискретизацию исследуемой области с выделением в ней конечных элементов. При этом зависимость размеров конечных элементов от начальных условий, заданных в меню модели на первом этапе моде-

лирования, позволяет регулировать точность и скорость вычислений путем изменения размеров и количества конечных элементов.

Программное обеспечение, разработанное автором статьи, включает в себя следующие пакеты программных модулей:

– модуль задания исходных данных (MENU);

– модуль дискретизации исследуемой области с выделением в ней конечных элементов (SETKA);

– модуль построения матриц и решения уравнений (INDENTOR).

Пакеты программных модулей написаны на языке программирования высокого уровня High Performance FORTRAN (HPF). Обмен данными между модулями программного обеспечения осуществляется посредством файлов. Результатами вычислений являются количественные выражения вертикальных и горизонтальных смещений, а также объемов разрушения пород в слоях исследуемой области. Результаты вычислений сохраняются в файлы для дальнейшей обработки. Визуализация произведенных расчетов осуществляется путем построения изолиний в программной среде SURFER.

Очевидно, что для определения степени адекватности математической модели реально протекающему процессу, требуется обязательное установление степени соответствия результатов исследования, полученных с помощью моделирования, с аналогичными данными натурного эксперимента. Выявленные при этом отклонения являются прямыми указателями на наличие несоответствий модели реальному процессу в тех или иных алгоритмах, используемых в математической модели или программном обеспечении.

В связи с выше изложенными соображениями, для достижения целей максимального приближения результатов моделирования и натурных измерений, данные, полученные с помощью модели, будут в дальнейшем тестированы по результатам натурных измерений с использованием прибора для определения прочности горных пород в окрестности подземных горных выработок [1]. Макетная версия прибора приведена на рисунке 1-а.

а) б)

Рисунок 1 – Прибор для определения прочности горных пород в окрестности подземных горных выработок: а) макетная версия прибора для измерения прочности горных пород в скважинах; б) индентор, используемый в приборе для измерения прочности горных пород в скважинах

Конструктивно устройство для измерения прочности горных пород состоит из силовой головки 1 и измерительной части. Силовая головка представляет собой гидравлический цилиндр с нагрузочным поршнем, шток которого оснащен индентором, взаимодействующим с горной породой при работе прибора. Подача рабочей жидкости в гидравлический цилиндр осуществляется посредством насоса 2, соединенного с ним с помощью рукава высокого давления 3.

Измерительная часть прибора состоит из тройника 4, соединяющего манометр 5 с насосом 2 и рукавом высокого давления 3. Принцип действия прибора основан на измерении

усилия, необходимого для внедрения индентора в горные породы, слагающие стенки скважины. Регистрация момента разрушения горной породы и требуемого для этого усилия осуществляются по величине резкого падения давления в гидросистеме устройства, регистрируемого в макетной версии прибора с помощью стрелочного или электронного манометра 5.

Конструкция устройства позволяет использовать различные типы инденторов, что представляет особую ценность при тестировании математической модели. На рисунке 1-б приведен один из возможных вариантов индентора в форме усеченного конуса с диаметром контактной части 0,5 – 1,0 мм.

Проведение натурного эксперимента предполагается осуществлять по схеме, приведенной на рисунке 2. В качестве материала, подвергающегося моделируемому воздействию, планируется использовать блоки из мелкозернистых бетонов или гипса, при изготовлении в которых заранее формируется цилиндрическая полость, имитирующая скважину. После изготовления блока в нем устанавливаются анкеры по всему пути перемещения силовой головки прибора.

В процессе проведения эксперимента на изготовленный блок 1 устанавливается коромысло 2, которое фиксируется с помощью стопорных винтов 3, расположенных по бокам коромысла 2. В изголовье коромысла 2 закреплен индикатор часового типа 4 таким образом, что он взаимодействует с установленными в блоке анкерами 5. После завершения установки коромысла 2, в скважину 6 помещают силовую головку прибора для измерения прочности горных пород в скважинах таким образом, чтобы индентор и анкер находились на одной линии. По завершению данной операции происходит измерение прочности блока 1 с помощью прибора с одновременной фиксацией показаний индикатора часового типа 4. Для подготовки к следующему измерению осуществляется перемещение коромысла 2 по контуру блока 1 и силовой головки прибора далее по скважине 6 к следующему установленному анкеру.

Рисунок 2 – Схема проведения натурного эксперимента

Полученные таким образом данные в дальнейшем обрабатываются с помощью статистических методов и сравниваются с величиной смещений и объемом разрушений, полученных с помощью математической модели.

Следует отметить, что в процессе тестирования математической модели предполагается использование и других возможных средств натурного измерения моделируемых параметров. В частности, установление степени адекватности моделирования процесса внедрения индентора в забой скважины предполагается осуществлять с использованием сертифицированного испытательного комплекса ИК-500.01, позволяющего снимать нагрузку, прикладываемую к индентору, и деформацию испытуемого материала. Индентор при этом закрепляется на одной из пластин пресса.

В настоящий момент осуществляется тестирование разрабатываемого программного обеспечения с целью выявления степени сходимости полученных результатов с теорией прочности и разрушения материалов. При этом основной акцент делается на качественную сходимость, определяемую визуальным сравнением изолинии смещений в материале с их теоретическим расположением. Количественное сравнение будет произведено позже с использованием технических средств, описанных выше, и методов статистической обработки данных.

На рисунке 3 приведены графики горизонтальных (а) и вертикальных (б) смещений, полученные по результатам моделирования приложения точечной нагрузки величиной 20000 тонн к стенке скважины, пробуренной в массиве горных пород с коэффициентом крепости 2. Предварительные результаты проведенного моделирования показали достаточно хорошую качественную сходимость с теорией, что подтверждает возможность перехода к количественному сравнению результатов математического моделирования и натурного эксперимента.

а) скважина б)

Рисунок 3 – Изолинии смещений, полученные по результатам моделирования:
а) горизонтальные смещения; б) вертикальные смещения

Разработанное программное обеспечение не является законченным программным продуктом, хотя и позволяет проводить инженерные расчеты в рамках тематики разрушения материалов инденторами. В настоящий момент автором осуществляется выявление степени адекватности математической модели, реализованной в программном обеспечении, реально протекающему процессу. При этом одной из важнейших задач, решаемых в процессе тестирования программы, является повышения скорости выполнения вычислений за счет использования в программном коде процедур параллельного выполнения циклов с независимыми итерациями.

Разбиение сложных подпрограмм на параллельно выполняемые потоки вычислений повысит быстродействие и адаптирует программное обеспечение для работы с многоядерными (многопроцессорными) ЭВМ и вычислительными кластерами. При этом повышение скорости вычислений позволит сократить затраты времени на обработку данных, что в свою очередь сделает возможным использование в структуре математической модели конечных элементов с меньшими размерами, а следовательно получать более точные результаты.

Список литературы

1. Патент №97765 РФ, МПК E21C 39/00 (2006.01). Устройство для измерения крепости горных пород. /Корнеев В.А. (РФ). - №2010118862/03, заявл. 11.05.2010, опубл. 20.09.2010

УДК 528.952

# ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТРЕХМЕРНЫХ ВИРТУАЛЬНЫХ МОДЕЛЕЙ МЕСТНОСТИ В УЧЕБНОМ ПРОЦЕССЕ

***Новоселов Д.Б., Новоселова В.А.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

Кафедра геологии и геодезии Сибирского государственного индустриального университета была создана одной из первых при открытии в 1948г. горного факультета. Кафедра ведет интенсивную издательскую и научную работу. Изданы учебные пособия по дисциплинам геологического и геодезического циклов. Ежегодно сотрудники кафедры принимают участие в международной выставке и научном конгрессе «Гео-Сибирь» в г. Новосибирске, а в своей работе используют последние достижения технического прогресса.

Сегодня повсеместно внедряются современные технологии автоматизации и визуализации геодезических данных. Появляются различные программные продукты и геодезические инструменты, которые позволяют значительно сократить время выполнения работ и создать цифровые карты. Цифровая карта является основой для изготовления бумажных и электронных карт, входит в состав картографических баз данных и служит важнейшим элементом информационного обеспечения ГИС.

При изучении студентами курса инженерной геодезии на лабораторных занятиях с помощью проектора демонстрируются основные преимущества цифровых карт над бумажными. При этом основной проблемой является наглядно показать рельеф местности. Сложность состоит в том, что рельеф – пространственный объект, и мы его обычно рассматриваем в перспективе, тогда как изображаем ортогонально на плоскости. Для демонстрации рельефа местности преподавателями кафедры была создана Виртуальная Модель Местности (ВММ) в 3D.

Виртуальная модель местности – математическая модель местности, содержащая информацию о рельефе земной поверхности, ее спектральных яркостях и объектах, расположенных на данной территории, и предназначенная для интерактивной визуализации, и обладающая эффектом присутствия на местности [2]. Для создания и визуализации ВММ с достаточно высокой степенью реалистичности требуется применение программ, способных обрабатывать трехмерные объекты, «драпированные» («обтянутые») текстурой (растровые карты или космические снимки).

Для создания ВММ был выбран лист топографической карты масштаба 1:25 000 реальной местности Кемеровской области, где присутствуют все формы рельефа. Перепад высот от точки с минимальной высотой до максимальной составил около 1000м, много крупных и мелких рек. Выбранная карта была переведена в электронный вид и с помощью программного продукта Credo Трансформ 3.0 привязана к условной системе координат.

Создание цифровой модели рельефа (ЦМР) производилось в программе Credo Топоплан. ЦМР является одной из наиболее важных составляющих ВММ. Чем точнее и детальнее модель рельефа, тем более реалистична виртуальная модель местности.

Для визуализации и драпировки текстурой использовалась программа AutoCAD Civil 3D (рисунок 1) - мощный инструмент для обработки и демонстрации 3D-поверхностей.

Покрытие ЦМР растровыми изображениями помогает при ориентации на модели, что привносит в ВММ колоссальное количество новых сведений о местности и делает ее действительно реалистичной. Чаще ЦМР «драпируют» топографическими картами, так как стоимость карт ниже и их проще обрабатывать. Использование космоснимков – дорогое удовольствие, и их сложнее обрабатывать, но реалистичность модели, драпированной аэро- или космоснимками, гораздо выше.

Рисунок 1 - Визуализация ЦМР в AutoCAD

Для визуализации ВММ использовали трехмерные статические сцены и вращение вокруг заданной точки (рисунок 2). Также была создана траектория движения по пойме реки Верх. Кейбраз для имитации движения на катере вверх по течению и записана в видео-файл.

Создание и визуализация ВММ выполнялась в CAD-пакетах, которые не предназначены для этих целей, поэтому на некоторых этапах мы сталкивались с проблемой обработки данных ЦМР. Подобные модели очень требовательны к ресурсам компьютера, и даже наша небольшая модель местности оказалась громоздкой для того, чтобы быстро обработать ее на персональном компьютере.

Рисунок 2 - Виртуальная модель местности

В заключении, отметим такой факт, что в последние годы развитие компьютерной техники идет чрезвычайно стремительными темпами, мощность растет очень быстро, программные продукты оптимизируются под многоядерные процессоры, и количественные изменения в скорости обработки данных переходят в качественные. Поэтому степень реалистичности модели увеличивается.

Сегодня использование трехмерных моделей в учебном процессе очень востребовано. В большинстве случаев ВММ выполняет роль наглядного пособия, позволяющего демонстрировать в реальном времени многообразие форм рельефа земной поверхности и их отображение на топографической карте. Это способствует значительно лучшему усвоению материала. Кроме того, ВММ может применяться:

- для создания культурно-исторической модели, реалистично восстанавливающей исторические эпохи, событий, ландшафта (музеи, школы, вузы);
- для обучения пилотов различных летательных аппаратов управлению и ориентации на незнакомой местности (особенно это важно для пилотов «малой авиации», летающих в горной местности);
- для стратегического планирования крупных хозяйственных проектов и войсковых операций (люди, принимающие в подобной ситуации решение, зачастую не обладают навыками работы с классическими картографическими материалами).

Список литературы

1. Инженерная геодезия: учебник для студ. высш. учеб. заведений/ [Е.Б. Клюшин, М.И. Киселев, Д.Ш. Михелев, В.Д. Фельдман]; под ред. Д.Ш. Михелева. – 8е изд., стер.-М.: Издательский центр «Академия», 2008. – 480с.
2. Геоинформатика: в 2 кн. Кн. 1: учебник для студ. высш. учеб. Заведений/ [Е.Г. Капралов, А.В. Кошкарев, В.С. Тикунова и др.]; под ред. В.С. Тикунова. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Издательский центр «Академия», 2008. – 384 с.

# СЕКЦИЯ «БЕЗОПАСНОСТЬ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ УГЛЯ И ШАХТНОГО МЕТАНА, ПРИМЕНЕНИЯ УГЛЕПРОДУКТОВ И ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ»

УДК 614.844.1 (083.74)

# АНАЛИЗ КОНСТРУКТИВНЫХ СХЕМ И ОСОБЕННОСТИ РАБОТЫ МОДУЛЕЙ ПОРОШКОВОГО ПОЖАРОТУШЕНИЯ

***[1]Казанцев В.Г., [1]Кулявцев Е.Я., [2]Дурнин М.К.***
***1 - Бийский технологический институт***
***(филиал) Алтайского государственного технического университета***
***г. Бийск***
***2 - ООО «Сибэлектро»***
***г. Новокузнецк***

Данные мировой пожарной статистики (CTIF – Международная ассоциация Пожарно-спасательных служб) по совокупности таких показателей, как среднее число пожаров (в расчете на 1000 человек) и среднее число жертв (в расчете на 100000 человек), к сожалению, выводят Россию на первое место. На втором месте Беларусь, на третьем Украина. США занимают восьмое место, Китай семнадцатое, Германия 29, и т.д.

По статистическим данным в целом по России ежегодно происходит свыше 200000 пожаров. Показателен 2008 год, в течение которого зарегистрировано 201700 пожаров, погибло 15279 человек, травмировано и получили ожоги 12800 человек. Материальные потери составили 12209305 тыс. руб. В среднем в России регистрируется 728 пожаров ежедневно, при которых погибает 38 человек и столько же травмируется, огнем уничтожается 194 строения и 18 единиц автотранспортной техники. Материальные ежесуточные потери составляют 64,2 млн. руб. Среднегодовые материальные потери определяются в сумму 12,4 млрд. руб., без учета данных по Минобороне, Рослесхоза, МПС России и др., осуществляющих самостоятельный учет.

Сложившаяся ситуация отчасти может быть объяснена тем, что существующие и широко применяющиеся сегодня автоматические средства локализации и слежения за пожарной обстановкой хотя и позволяют немедленно оповестить ответственного дежурного о возгорании, однако последующие действия по предупреждению пожара не обладают достаточной оперативностью из-за слишком больших потерь времени, необходимого для прибытия пожарных расчётов к месту тушения (иногда до нескольких часов).

В этой связи становится актуальной необходимость разработки и применения новых эффективных автоматических средств пожаротушения, способных в начальные периоды возгораний локализовать и подавить неконтролируемое горение во времени и пространстве, без присутствия человека.

К настоящему времени отечественной промышленностью предлагается серия вариантов автоматических и автономных устройств локализации и подавления пожаров в их начальной стадии. Среди таких устройств особое место занимают модули порошкового пожаротушения (МПП). Их отличие от других устройств состоит в способности преодолевать тепловую депрессию практически любых рангов пожаров, в эффективности использования удельного расхода огнетушащего порошка не единицу площади очага пожара, для них характерна значимая длительность непрерывного дежурства (до 10 лет) по охране защищаемого объекта с возможностью срабатывания в любой необходимый промежуток времени, обладают другими преимуществами.

Первые упоминания о использовании модулей порошкового пожаротушения относятся, вероятно, к 1770 году, когда полковник Рот потушил пожар в магазине города Эслингер (Германия), забросив в помещение бочку начиненную алюминиевыми квасцами и содержащую пороховой заряд для распыления порошка.

Реализация идеи порошкового пожаротушения в России относится к концу XIX века. В работе В.И. Титкова «Четвертая стихия из истории борьбе с огнем» упоминается о создании Б.Ф. Шефталем взрывного огнетушителя «Пожаргаз», корпус которого заполнен двууг-

лекислой содой, квасцами или сернокислым аммонием и другими примесями к ним. Выпускался такой модуль весом 4, 6 и 8 кг. Срабатывание модуля осуществлялось взрывом навески пороха, инициированным бикфордовым шнуром.

В журнале «Popular Sciense» (1938г.) имеется сообщение об испытаниях модуля порошкового пожаротушения, корпус которого выполнен из папье-маше, заполненный огнетушащим порошком и навеской порохового заряда. Срабатывание такого модуля – взрыв и распыление порошка, происходило при достижении температуры окружающей среды 200 $^0$С.

Конструкции современных модулей порошкового пожаротушения по своей идее исполнения не претерпели существенных изменений. Как правило, это корпус, служащий контейнером для хранения порошка, с элементами его распыления. Корпус может быть как разрушающимся, так и неразрушающимся.

Инициатором срабатывания модуля может служить температура окружающей среды (термохимический запуск) или огнепроводный шнур, самовоспламеняющийся при достижении температуры среды определенного уровня и приводящий в действие химический газогенератор или баллон со сжатым газом. Газ под давлением закачивается в корпус и является рабочим телом, приводящим в действие модуль пожаротушения. Для приведения в действие МПП могут служить и другие контролируемые параметры окружающей среды (задымление, открытый огонь и др), отслеживаемые внешней аппаратурой слежения за пожарной обстановкой в объеме охраняемого объекта, являющиеся средствами запуска модуля, возможен также ручной (кнопочный) запуск.

Срабатывание МПП с разрушающимся корпусом сопровождается либо полным его разрушением (на фрагменты), либо частичным (по насечкам) в результате нарастания давления внутри корпуса, которое происходит либо за счет теплового расширения самого порошка (термохимический запуск) либо за счет газогенератора – устройство генерирующее газ и подающее его под давлением в корпус. В результате нарастания давления в корпусе происходит локальный мини взрыв и как результат огнетушащий порошок под действием давления распыляется в пространстве.

К достоинствам таких модулей можно отнести возможность флегматизации охраняемого пространства в короткие промежутки времени. Вместе с тем, в результате разрушения корпуса (мини взрыв) давление в газопорошковой смеси резко падает (~ обратно пропорционально квадрату расстояния от эпицентра взрыва), что приводит к снижению способности модуля преодолеть тепловую депрессию пожара на незначительном от него расстоянии, а так же ограничивает способность тушения пожара по параметру: вес порошка на единицу площади пожара.

От этих недостатков свободны, так называемые закачные модули порошкового пожаротушения с неразрушающимся корпусом. Закачной МПП представляет собой корпус, выполненный в виде цилиндрического баллона с полуэллептическими или сферическими заканцовками, либо в форме шарового сосуда, либо в форме полуэллептических или сферических сегментов, может иметь экзотические формы. Части корпуса, как правило, изготавливают из металла штамповкой и соединяют между собой сваркой. Корпус имеет кронштейн для его крепления к стене или потолочному перекрытию и устройство вскрытия корпуса. Корпус снаряжают огнетушащим порошком и закачивают в него инертный газ под давлением. Устройство распыления порошка, как правило, представляет собой запорную головку (спринклер) с тепловым замком и индикатором давления, вваренное в корпус, например в его днище. Это может быть короткий насадок-трубка определенного диаметра (типа насадка Вентури или Борда). Выходное сечение трубки перекрывают мембраной, например пайкой сплавом Вуда к торцу насадка.

Срабатывание такого МПП происходит при достижении температуры окружающей среды порогового уровня. При этом шов пайки плавится, мембрана под действием внутреннего давления срывается с места и через свободное сечение насадка происходит выброс ог-

нетушащего порошка в защищаемый объем или в эпицентр очага пожара. По своей сути модули закачного типа являются развитием ручных закачных порошковых огнетушителей.

К достоинствам таких модулей можно отнести их автономность, то есть их работоспособность не зависит от внешних источников электропитания и аппаратуры слежения за пожарной обстановкой. По этой причине они могут устанавливаться в местах, где нет электрических коммуникаций, а также в труднодоступных местах. Тушение пожара происходит без присутствия человека.

К сожалению, и у таких модулей имеются недостатки, некоторые из них существенные.

Опыт эксплуатации МПП показывает, что порошок с течением времени уплотняется, обладает свойствами слеживаемости. При этом аэрированный при закачке газа в корпус порошок разделяется на фракции – порошок отделяется от газа - порошок отдельно, газ отдельно. В результате, при срабатывании МПП, порошок выпускается из корпуса через насадок слабо аэрированным. Опыты показывают, что для одной и той же навески огнетушащего порошка предварительная его аэрация увеличивает огнетушащую способность модуля в несколько раз. Кроме того к недостаткам закачных МПП следует отнести необходимость слежения за возможными утечками газа из корпуса МПП, что усложняет его техническое обслуживания.

Дальнейшее развитие схемно-технических решений МПП и их реализация связывалась с решением проблемы активной аэрации огнетушащего порошка непосредственно перед запуском модуля, после возможного долголетнего пребывания модуля в режиме охраны объекта.

При снаряжении МПП огнетушащим порошком, методом его засыпки в корпус происходит начальная аэрация порошка. Наши расчеты показывают, что при полной засыпке корпуса не менее 45% его объема составляет воздух. После засыпки происходит осаждение порошка, его плотность увеличивается и становится больше насыпной плотности. При этом воздух частично остается между частичками порошка, однако большая его доля фильтруется в верхнюю часть корпуса. С течением времени происходит слеживаемость огнетушащего порошка и, несмотря на присутствие добавок призванных уменьшить слипаемость частиц огнетушащие свойства МПП резко снижаются. При вскрытии клапана модуля порошок под давлением выбрасывается в пространство через короткий насадок распылитель. При этом вместо газопорошковой (аэрированной) струи из насадка выходит порошок компактным конгломератом по конфигурации в сечении совпадающий с конфигурацией сечения насадка. В результате сопротивления воздуха незатопленная струя порошка начинает аэрироваться (разбавляться воздухом) по своей боковой поверхности. При этом в зависимости от уровня слеживаемости порошка, полная аэрация факела распыления может не наступить или наступает на значительном расстоянии от среза сопла. В результате происходи локальное сосредоточенное воздействие порошковой струи на очаг в виде удара с дроблением горящей массы на отдельные фрагменты, их выбросом из очага и, как результат развитием пожара вместо его локализации.

Для устранения этого недостатка большинство конструкций современных МПП имеют встроенные в корпус аэраторы огнетушащего порошка, которые включаются в работу при наддуве корпуса с порошком газом.

Некоторые конструктивные схемы корпусов МПП с аэраторами показаны на рисунке 1. Аэраторные устройства включаются в работу после подачи сигнала на запуск МПП устройствами слежения за возгораниями. Работа аэраторов поясняется на рисунке 1. Таким образом, вспушивание порошка осуществляется непосредственно перед срабатыванием модуля. Время аэрации составляет не более 5÷10 секунд.

Выбор варианта аэратора до сих пор осуществляется интуитивно, с последующей проверкой МПП на тушение модельного очага пожара. Понятно, что для осознанного принятия решения при выборе рационального варианта схемы аэрирования порошка необходимы

соответствующие экспериментально-теоретические исследования газодинамических процессов, происходящих в корпусе при его наддуве перед срабатыванием модуля.

1 – трубка аэратора; 2 – корпус МПП; 3 – огнетушвщий порошок; 4 – насадок-распылитель; 5 – трубчатый аэратор; 6 – ниппель; 7 – колцевой щелевидный аэратор; 8 – направление истечения газа из аэратора; 9 – химический газогенератор; 10 – отверстия для истечения газа

Рисунок 1 – Конструктивные схемы МПП с аэраторами

Аэраторные устройства включаются в работу после подачи сигнала на запуск МПП устройствами слежения за возгораниями. Работа аэраторов поясняется на рисунке 1. Таким образом, вспушивание порошка осуществляется непосредственно перед срабатыванием модуля. Время аэрации составляет не более 5÷10 секунд.

Выбор варианта аэратора до сих пор осуществляется интуитивно, с последующей проверкой МПП на тушение модельного очага пожара. Понятно, что для осознанного принятия решения при выборе рационального варианта схемы аэрирования порошка необходимы соответствующие экспериментально-теоретические исследования газодинамических процессов, происходящих в корпусе при его наддуве перед срабатыванием модуля.

Одним из важнейших конструктивных элементов МПП является его насадок распылитель (рисунок 1, позиция 4). Под насадком понимается весьма короткая напорная трубка, формирующая факел распыления порошка. Возможно применение различных известных и изученных типов насадков, таких как внешний цилиндрический насадок, или насадок Вентури; внутренний цилиндрический насадок (насадок Борда); конические насадки, сходящиеся или расходящиеся и другие типы (рисунок 2).

Из условия наилучшего распыления порошка необходимо выбирать такие типы насадков, которые бы максимально соответствовали условию тушения очага пожара. Если за критерий рационального варианта доставки газопорошковой смеси к очагу пожара принять высоту срабатывания МПП и полагать, что чем выше над очагом установлен модуль, тем

выше должна быть скорость истечения смеси, то для высотных МПП насадок следует выбирать, например коническим сходящимся. Для низковысотных МПП насадок должен быть, например коническим расходящимся, при прочих равных условиях (навеска порошка, давление вскрытия насадка – клапана распылителя, и др). Промежуточное положение занимает МПП с цилиндрическим насадком.

а) – цилиндрический насадок (Вентури); б) – цилиндрический насадок (Борда); в) – конический сходящийся; г) – конический расходящийся насадок

Рисунок 2 – Типы насадков

Кроме того проблема выбора и конструкции насадка связывается нами с проблемой аэрации порошка. При прохождении через, например, цилиндрический насадок аэрированный порошок (газопорошковая смесь) под высоким давлением проходит стадию сжатия, частично теряя при этом свойства предыдущей аэрации порошка из-за вытеснения газа из смеси в результате сжатия струи, рисунок 3.

Для восстановления газопорошковой смеси, очевидно, появляется необходимость разработки новых насадков распылителей, с функциями вторичной аэрации огнетушащего порошка

Рисунок 3 – Сжатие струи в насадке Вентури

Заключительной стадией работы модуля порошкового пожаротушения является воздействие факела распыла порошка, истекающего под давлением из насадка на защищаемый объем и на преграды. К задачам исследований в этой части работы относится: установление характерных участков струи, формирующих факел распыления – выход факела из насадка; разрушение изначально компактной струи из-за сопротивления воздуха, в результате чего проявляется третичная аэрация факела как следствие турбулентного обмена через границу газопорошкового потока частиц смеси с воздухом; оценка силового воздействия фронта факела на преграды, которые могут быть жесткими (твердые стенки), жидкими и газообразными (температурная депрессия от очага пожара).

Далеко не в последнюю очередь следует обратить внимание на проблему безопасности человека, который может оказаться в зоне действия факела распыления огнетушащего порошка.

Таким образом, поставленные выше проблемы предопределяют направления исследований, актуальность которых обусловлена следующими соображениями.

1. Сложившаяся сегодня пожарная обстановка в России, ее «лидирующее» положение среди развитых стран мира по количеству пожаров, людских и материальных потерь, являющиеся следствием низкого уровня противопожарной защиты объектов гражданского и промышленного назначения, требует немедленного рассмотрения перспективных технологий пожаротушения и их внедрения в практику в кратчайшие сроки.

2. Предпочтение огнетушащим порошкам среди других огнетушащих веществ может быть отдано вследствие универсальности пожаротушащих свойств порошка. Важнейшим преимуществом огнетушащих порошков является возможность тушения почти всех горючих материалов в их различных агрегатных состояниях и в широком диапазоне эксплуатационных температур.

3. Выбор конструкции исполнительного элемента в виде модуля порошкового пожаротушения обусловлен эффективностью пожаротушения, возможностью адресного, точечного воздействия на очаг возгорания в автономном и автоматическом режимах без присутствия человека, простотой технического обслуживания, а так же возможностью организации массового производства модулей в кратчайшие сроки.

На рисунке 4 показаны этапы формирования факела распыления огнетушащего аэрированного порошка при работе МПП с цилиндрическим насадком.

Рисунок 4 – Кадры видеонаблюдений работы импульсного МПП:
а) – 0,0 сек. истечения газопорошковй смеси; б) − 0,075 сек. истечения;
в) – 0,125 сек. истечения; г) – 0,15 сек истечения газопорошковой смеси

УДК 622.272:622.831.325.3

# ПОЧЕМУ ТЕХНОЛОГИЯ БАБИЧЕВА Н.И. (CAVITY) ДОЛЖНА РАБОТАТЬ И ПРЕДПОЛОЖИТЕЛЬНО РАБОТАЕТ В США ПО СЕГОДНЯШНИЙ ДЕНЬ

***Шестопалов А.В.***
***Институт проблем комплексного освоения недр РАН***
***г. Москва***

Исторически сложилось так, что добычей угольного метана в России, так же как и в США, занимаются газодобывающие компании, а точнее ОАО «Газпром промгаз», при этом всего лишь последние 10-20 лет. А угольные компании, НИИ и университеты горного профиля, которые занимались этим вопросом более 100 лет, оказались не у дел. Угольщики недоумевают, о какой промысловой добыче говорят «газовики», если не могут получить дебиты более 0,2-5,0 м$^3$/мин., а как известно, рентабельными считаются 7,0 и более м$^3$/мин. [1]. Справедливости ради следует сказать, что Московский государственный горный университет (МГГУ) на протяжении полувековой истории изучения этого вопроса также имел и имеет дебиты того же порядка. По моему мнению, они вместе более чем убедительно доказали, что ГРП (гидроразрыв пластов), а так же НГРП (направленное гидрорасчленение пластов) не могут быть технологией промысловой добычи угольного метана. А американцы добывают и якобы именно гидроразывом пластов, а дебиты у них бывали по 200-250 м$^3$/мин. [2]. И не только из угля, но и из черных сланцев и плотных песчаников, что позволило им в кризисном 2009 году выйти на первое место в мире по добыче метана. В чем дело?

Геологический феномен, исключительные условия бассейна Сан-Хуан, микро газовое месторождение в угольном бассейне – по моему мнению, отговорка неудачников, так как у нас есть основания считать, что при наличии критического горного давления эффект будет повторяться в любых горно-геологических условиях. Еще в начале 80-х годов прошлого столетия при участии автора в Институте проблем комплексного освоения недр (УРАН ИПКОН РАН) был разработан способ увеличения дебита пластовых скважин, пробуренных из горных выработок, основанный на образовании полости вокруг скважины [3]. Спустя 15 лет «газовики», изучив американский опыт, пришли к правильному выводу, что в США угольный метан добывают двумя технологиями (рисунок 1). Но получив отрицательный опыт в 1997г. на Талдинской площади (Кузбасс), где вокруг первой скважины (первой по времени, номер ее я не знаю) была вымыта полость и газа не было вообще, не понимая истинных причин отсутствия газа, ВНИИГАЗ, затем «Промгаз» и в настоящее время «Газпром промгаз» (три названия одной и той же организации) сосредоточились на технологии гидроразрыва.

Рисунок 1 - Технологии добычи угольного метана в США

Истинное положение дел ни у газовых ни у угольных компаний мне конечно не известно, так как все прячется за, так называемой, коммерческой тайной, в т.ч. и упомянутый выше отрицательный опыт 1997 года. Из публикаций знаю, что для производства полостей МГГУ совместно с Управлением «Спецшахтомонтаждегазация» УД ОАО «Испат-Кармет» испытывали в Карагандинском угольном бассейне [4] известную еще в СССР и широко применяющуюся в настоящее время в Донбассе технологию Института геотехнической механики НАН Украины (ИГТМ НАНУ им.Н.С.Полякова, г.Днепропетровск) так называемую технологию ГДВ (гидродинамического воздействия) [5] – инициализация (провоцирование) выброса угля и газа в скважину. При этом уже более десяти лет я только и слышу о гидроразрыве и гидрорасчленении и нигде не слышу и не вижу, ни на симпозиуме «Неделя горняка», ни на семинарах по угольному метану, ни в материалах ежегодного международного симпозиума в Алабаме (США), технологию с образованием каверны вокруг скважины. Хотя мне как горняку, опирающемуся на опыт разработки угольных пластов подземным способом, импонирует из двух упомянутых (рисунок 1) и представляется единственной работоспособной «технология интенсификации газоотдачи угольного пласта в открытом стволе с применением импульсного пневмогидродинамического воздействия на угольный пласт с каверно-образованием (кавитация)».

**Что такое технология Бабичева Н.И. (Cavity)?** Технология «Cavity» была импортирована в США из России в 1993 году и отличается от упомянутой выше с образованием каверны, способом ее образования. По технологии Бабичева Н.И. каверна не строится путем многократного инициирования выброса угля и газа в скважину методом украинских ученых (ГДВ), а планомерно в спокойной газодинамической обстановке вырезается пескоструйкой. Как уже упоминалось выше, не зависимо от Бабичева Н.И., технология генерации (наработки, синтеза) метана, в краевой части горного массива прилегающего к выработке, впервые была разработана в ИПКОН АН СССР [3]. Кстати он не связывал эффективность своей технологии с какой-либо наработкой, генерацией и т.п., а просто объяснял увеличением поверхности стока. В 1993г., имея свое предприятие НПЦ «Геотехнология», он по контракту работал в США и передал американцам (скорее всего продал) свою технологию промысловой добычи угольного метана. В 2000 году, из доклада Бабичева Н.И., а также после публикации трудов симпозиума «Неделя горняка 2000» [4] широко становится известным, что еще в 1993 году в это предприятие, владеющее лицензией на так называемую в НПЦ скважинную гидротехнологию (СГТ), обратилась фирма «Ресурс-Девелпмент» (США) по вопросу создания подземных полостей в забойной зоне газодобычных скважин для восстановления их дебита. Использование технологии и технических средств СГТ для восстановления газодобычных скважин было осуществлено в угольном бассейне Сан Хуан, штат Нью Мексико на угольном пласте мощностью около 1 м залегающего на глубине 1 км. Работы были выполнены в течение года на 5 скважинах, выведенных из добычи из-за падения дебита. После образования полостей производительность скважин скачкообразно возрастала в 4-6, а на одной скважине более чем в 10 раз (рисунок 2).

Примечательно, что после СГТ газа сгенерировалось вокруг скважины больше, чем содержалось его там же до образования полости. Из приведенного графика следует, что сразу после ввода в эксплуатацию в 1990г. скважина давала 217 м$^3$/мин метана, к средине 1993г. дебит упал до 83 м$^3$/мин, а после изготовления полости возрос до 850 м$^3$/мин, т.е. в 10 раз, что составило в 4 раза больше чем исходный дебит, т.е. из недегазируемого угольного пласта сразу после ввода скважины в эксплуатацию в 1990г. Глубина 884 м, диаметр полости – всего 4,3 м (вообще, со слов Бабичева Н.И., каверны могут быть 7-8 м и более). По условиям контракта Бабичев Н.И. передает права американским коллегам путем патентования способа в США. В 1993 году фирма «Ресурс-Девелпмент» (США) на Международном конгрессе по угольному метану в Алабаме представляет доклад на эту тему (рисунок 3), но без Бабичева Н.И. в авторах и без его рисунка-графика (рисунок 2) [5]. Ключевое слово многократно повторяющееся - self-propped fractures (самоподдерживающийся процесс разрушения) относит

ся к способу образования полости (каверны) вокруг скважины. При этом способ образования каверны явно отличается от технологии Бабичева Н.И,. описанной в его статьях, монографии и патенте после возвращения из США. Бабичев Н.И. «вымывал» полость пескоструйкой, а в докладе на конгрессе описана репликация технологии ГДВ (гидродинамического воздействия) ИГТМ НАН Украины. Суть способа в статье заключается в многократном воздействии на пласт водо-воздушной средой, что вызывает разрушение угля в призабойной зоне, якобы за счет расширения газа в пласте и происходит отрыв угля. Скорее всего это было сделано фирмой «Ресурс-Девелпмент» преднамеренно чтобы не раскрывать ноу-хау Бабичева Н.И.

Рисунок 2 - Производительность скважин в угольном бассейне Сан Хуан, штат Нью Мексико при использовании технологии и технических средств СГТ

Рисунок 3- Фрагмент из доклада фирмы «Ресурс-Девелпмент» (США) на Международном конгрессе по угольному метану в Алабаме

Из статьи также следовало, что создание полости не является целью технологии и технология получается не везде, а только там, где слабые угли или угольные пропластки. Возможно это тоже дезинформация, так как известно, что способ создания полости методом ГДВ имеет ограничения по размеру каверны. После определенного числа циклов self-propped fractures (самоподдерживающийся процесс разрушения) затухает и каверна перестает увели-

чиваться и поэтому из-за недостаточных ее размеров «технология получается не везде». По моему мнению самоподдерживающийся процесс разрушения может быть как на слабых углях, так и на крепких и зависит от достаточности горного давления, т.е. глубины от дневной поверхности и площади поверхности обнажения угольного пласта. Воздействие на пласт водовоздушной средой не может бесконечно долго вызывать разрушение угля за счет расширения газа в пласте.

Если предположить, что приведенный выше перевод не правильный, то возможна другая интерпретация способа образования полости, притом значительно большего размера. Уголь разрушается («выдавливается») под действием горного давления - саморазрушение известно в горном деле под термином «отжим». Причиной движения угля в скважину является увеличение его в объеме. Если не удалять продукты разрушения, то процесс сам себя задавит (остановит). «Водовоздушная среда» еще известна в горном деле как «эрлифт» и нужна для транспортировки угля на дневную поверхность, т.е. для поддержания процесса саморазрушения (self-propped fractures). Полость нужна для увеличения поверхности обнажения пласта. Чем больше поверхность тем больше смещения угля в выработку (скважину, каверну), следовательно больше радиус растрескивания вокруг скважины, следовательно больше «резервуарная» проницаемость, больше генерируется метана на острие растущих трещин, который устремляется в скважину и по ней на дневную поверхность.

После отъезда Бабичева Н.И. в Россию, США стали ежегодно добывать из угольных месторождений объемы метана эквивалентные небольшому, а теперь уже и среднему месторождению природного газа [6]. Американцы, как это они обычно делают, переизобрели и переоткрыли в начале 1990-х годов то, что было известно в бывшем СССР в начале 1980-х годов, а может просто воспользовались случаем и купили, за сколько не знаю, все у Бабичева Н.И. и засекретили. Факт, что даже не все американцы имели доступ к технологии, стал известен мне из письма Абрамова Г.Ю., который писал Николаю Игоревичу, что компания Филипс пыталась повторить их успех, но у них не получилось, а та скважина, которую Бабичев Н.И. реанимировал, уже более 10-ти лет продолжает работать. Совсем недавно в Москве было (есть ли сейчас не знаю) представительство компании «CBM Partners Corporation», которая предлагала услуги России, Украине и Казахстану по добыче угольного метана при помощи гидроразрыва. Что это было, я так и не понял: или коллеги не в курсе, что можно добывать метан другим способом или засланные казачки для распространения дезинформации. Скорее первые, но получившие под это дело какой-нибудь грант. Они даже книгу (воспоминания своих ветеранов) перевели на русский язык и издали в Москве [7], возможно тоже в рамках этого гранта. Не исключено, что отсутствие публикаций по технологии с каверной на симпозиуме в Алабаме тоже можно объяснить грантами или другой финансовой поддержкой именно тех ученых, которые занимались тематикой связанной с гидроразрывом угольных пластов.

**Теоретические предпосылки (почему технология должна работать).** Скважина, пробуренная с дневной поверхности это та же горная выработка и к ней применим весь опыт разработки угольных пластов подземным способом. Именно в шахте хорошо видна разница между малыми и большими глубинами и именно этих представлений, как мне кажется, не хватает геологам, геофизиками и другим специалистам из газовых компаний. На малых глубинах угольные пласты это трещиновато-пористая среда, заполненная сгенерировавшимися когда-то в свое геологическое время или внесенными извне водой и рудничными газами. Разрушение стенок выработки если и происходит то очень медленно и только за счет веса вышележащей толщи пород. Отжима в лаве нет и выработки стоят долго без ремонта крепи. На больших глубинах, которые начинаются там, где начинается отжим и другие виды саморазрушения, угольные пласты не трещиновато-пористые. Природные трещины закрыты, не соединяются между собой и в результате пласты имеют нулевую газопроницаемость. Последнее давно известно горнякам, доказано многочисленными шахтными экспериментами, но большинством исследователей, которые не улавливают разницы между малыми и боль-

шими глубинами разработки, замалчивается. На больших глубинах, для угольных шахт это порядка 500 метров и более, техногенные трещины (наведенные поверхностью обнажения) не могут раскрываться или подрастать, а прорастают со скоростью звука, имеют вид дендритов в результате чего абсолютно все соединены между собой и выработкой. Горное давление во всех направлениях одинаково равно. На острие растущих трещин генерируется или вода или метан, иногда углекислый газ. Более подробные представления в статьях автора (имеются сканы для скачивания) http://www.shestopalov.org/vizit/0000mw.htm .

В связи с закрытием угольных шахт и в свете выше описанных представлений, на первый взгляд, представляется полезным герметизировать стволы закрываемых шахт, подключать их к газопроводам, краевую часть угольных пластов обуривать и взрывать везде, где только можно (доступно). Но это только «на первый взгляд». Закрываемую шахту конечно можно рассматривать как скважину с большой «cavity», но у старых протяженных забоев образовалась обширная зона отжима (безопасная зона выемки). Она будет препятствовать росту новых трещин и образованию новых количеств метана, а старый метан уже весь вышел. Поэтому, в данном случае, слишком много обнаженной поверхности не всегда есть хорошо. В закрываемой шахте, даже «сухим» способом, увеличение «cavity» практически не приведет к возобновлению процесса формирования зоны разупрочнения (самоподдерживающемуся росту трещин) в краевой части и, следовательно, генерации метана. Поэтому из закрываемых шахт очень больших (промысловых) количеств метана ожидать не следует, а закрываемых «мокрым» способом, которых подавляющее большинство, тем более не следует.

Возвращаясь к нашим скважинам, «открытым стволам», т.е. пробуренным с дневной поверхности на угольный пласт, следует помнить, что по мере их бурения на забое появляются смещения (деформации, напряжения - кому что больше нравиться) направленные из горного массива в скважину. При достижении критических значений, зависящих от глубины бурения (для вертикальных скважин это расстояние от дневной поверхности) и прочностных свойств геоматериала, прорастает первая техногенная трещина в виде диска, который ветвится на трещины расслоения имеющие вид цилиндров. По мере углубления забоя скважины, через определенный интервал, прорастают вторая, третья и так далее дисковые трещины, которые в свою очередь ветвятся на трещины расслоения, цилиндры соединяются между собой и вокруг скважины образуется «рубашка», которая непрерывно тянется за скважиной и по мере ее углубления разрастается вширь. Эта система трещин ответственная за все аварии при бурении типа исчезновения бурового раствора, выбросов в скважину, горных ударов и зажатия бурового инструмента. При достижении угольного пласта процесс формирования зоны разупрочнения распространяется по пласту, растущие трещины нарабатывают метан и формируют газовый коллектор, который в последствии воспринимается эксплуатационщиками как микрогазовое месторождение в в угольном пласте, черных сланцах или плотных песчаниках.

На малых глубинах в угольных шахтах метаногенерации нет, так как не достаточно горного давления и метан проникает в горные выработки из надрабатываемых угольных пластов более глубоких горизонтов. На больших глубинах источниками (местами генерации и газовыделения) являются как разрабатываемый пласт, так и все пласты и пропластки в кровле и почве. В связи с тем, что угольные пласты газонепроницаемы [8], имеют абиогенное происхождение [9], сегодня нет оснований считать, что в угольных пластах до начала ведения горных работ был метан. Генерация метана из угля на острие растущих со скоростью звука техногенных трещин, под действием горного давления – это синтез атомов и молекул из ядер, электронов и другой тонкой материи (эфира Максвелла Д.К. и Менделеева Д.И.), которые «выдуваются» горным давлением (потоком эфира) в растущие трещины. Механизм самоподдерживающегося разрушения, разработанный в 80-е годы в ИПКОН АН СССР, как синтез (генерация) газа и супермелонитов из атомарного твердого углеводородного раствора, на уровне феноменологии находит подтверждение практически в каждой публикации по холодному ядерному синтезу (ХЯС) [10]. А они все, как известно, относятся к очень точной и

серьезной науке физике конденсированных сред, написаны на основе экспериментальных данных. А именно, во всех случаях трансмутация ядер наступает под действием давления потока энергии различной природы пронизывающей структуру вещества, и обязательно при наносекундных воздействиях, чтобы вещество не нагревалось, например [11].

Образно говоря, в США применяется наша «передовая дегазация», но только не из подземных выработок, как было в СССР, а через скважины, пробуренные с дневной поверхности. Способ образования полости по Бабичеву Н.И. – вымывание, при помощи воды и пропанда (кварцевого песка или аналогичного материала) плюс воды и воздуха (эрлифта), плюс угля саморазрушающегося под действием горного давления – по большому счету это все разработано в СССР. Способ образования полости по Софийскому К.К. (технология ГДВ) также разработан в СССР. Все опубликовано в открытой печати, тем не менее, ноу-хау технологии «Cavity», в очередной раз «раскрытое» в настоящей статье, по прежнему не является общеизвестным для соотечественников, и главное, общепринятым. А почему?

**Выводы и предложение коллегам из ОАО «Газпром промгаз» что им делать, исходя из того, что они уже двум президентам России пообещали метан из нетрадиционных источников.** В связи с тем, что технологию «Cavity» американцы засекретили, 25.04.1993г. состоялось рабочее совещание, посвященное обсуждению результатов работ по технологии Бабичева Н.И. [12].17-21.05.1993г. была первая она же последняя публикация в материалах симпозиума в Алабаме о работах по технологии Бабичева Н.И., но с измененной (фиктивной, отличной от резания пескоструйкой) методикой образования каверны [13]. 14.09.1994г. публикация в американской газете о работах по технологии Бабичева Н.И. с истинным его рисунком (графиком) [14], который в последствии Николай Игоревич опубликует в России [15]. В 1995 году еще оставались сайты в интернете с фотографиями полостей (каверн) вымытых (вырезанных) по технологии Бабичева Н.И., но потом все куда-то исчезло и тишина (отсутствие упоминаний о технологии с каверной), которая сохраняется до настоящего времени. При этом продолжаются неизменный ежегодный прирост добычи угольного метана в США, ставящие в тупик геологов всего мира успехи американцев в добыче метана из черных сланцев и плотных песчаников. Последних (сланцев и песчаников) оказалось предостаточно в странах экспортерах российского газа. Не знаю, как другие страны поспешили заключать договора с американскими компаниями и создавать совместные предприятия по добыче метана из нетрадиционных источников, но Украина точно еще в прошлом году развернула бурную деятельность. Возможно, в связи с этим 25.03.2010 Государственная Дума РФ обсуждала дезинформацию от американцев о якобы технологии добычи сланцевого газа путем гидроразрыва. Возможно и похоже что «Газпром» пока не верит в то, что может реально потерять рынки сбыта. Это не блеф, у американцев есть такая технология [15, 16]. Я надеюсь мне удалось доказать это в настоящей статье.

Исходя из того, что: а) уголь [9], так же как нефть и природный газ [17], абиогенного происхождения и метан в себе содержать не обязан; б) угольные пласты на глубинах ниже зоны газового выветривания имеют нулевую проницаемость для газообразного метана и они не могут в скважину выделять метан; в) каменная соль, калийные соли, черные сланцы, плотные песчаники и другие «газоносные» твердые полезные ископаемые и горные породы – метан в себе содержать не обязаны и, следовательно, не могут в скважину выделять метан. А так как все знают, что метан в скважину выделяется, то, следовательно, он нарабатывается на острие растущих техногенных трещин. Как? В результате холодного ядерного синтеза. Других вариантов нет. Больше ему неоткуда взяться, так как других процессов кроме техногенного трещинообразования в стенках вокруг скважины нет.

Какому быть дебиту, 0,1 или 200 $м^3$/мин, из скважины, пробуренной с дневной поверхности на угольный пласт – «решают» (определяют) два условия устойчивости ее стенок: 1) глубина от дневной поверхности; 2) площадь обнажения. Первое условие главное, оно же и необходимое и достаточное при определенном своем значении. Второе начинает играть роль (иметь значение) только лишь начиная с некоторой критической глубины разработки

угольного пласта. Эти два условия влияют на размер, образовавшейся первоначально и существовавшей на момент вымывания полости, зоны разупрочнения. Она вообще может свести на нет сам факт существования поверхности обнажения (бурения скважины и вымывания каверны). Парадокс, скважина пробурена, полость вымыта, а трещины расти не могут, так как зона разупрочнения имеет значительный остаточный подпор на ненарушенный массив. Генерировать метан могут только трещины, растущие в ненарушенном массиве (нужна критическая плотность механической энергии втекающей в острие трещины).

Неудачная судьба технологии промысловой добычи угольного метана Бабичева Николая Игоревича в России может быть объяснена следующим.

Во-первых, потому, что у МГГУ была своя технология добычи угольного метана – НГРП (направленное гидрорасчленение пластов).

Во-вторых, потому, что у тогдашнего ОАО «Газпром» ВНИИГАЗ Проектно-аналитического центра «ЛОРЕС» первая попытка добычи метана по технологии «Cavity» была неудачной (1997г. на Талдинской площади в Кузбассе). Поручение президента Путина В.В. было дано губернатору Кемеровской области, переадресовано газодобывающей компании и она отдала свои предпочтения американской фирме «Шлюмберже» (Shlumberger), а та сделала в Кузбассе обычный гидроразрыв.

В-третьих потому, что государственное финансирование ИПКОН РАН по проекту «Углеметан» (рук. Гурьянов В.В.) было символическим (не позволяло пробурить ни одной скважины), направлялось только на зарплату. Я в этом проекте не участвовал (был отстранен своим бывшим научным руководителем Айруни А.Т.). Основная причина сегодня это то, что в России слишком много природного газа и одна надежда только на страны, у которых его мало или нет вообще.

Мой прогноз. В России никогда не будет добываться метан в промысловых количествах из угольных месторождений методом гидроразрыва или гидрорасчленения. В горной науке будет застой до тех пор, пока угольные отложения будут называться метаноугольными, т.е. будет господствовать устаревшая научная парадигма, предполагающая, что метан в угле, черных сланцах, плотных песчаниках, солях и т.п. содержался до начала ведения горных работ. Но все может измениться в один день, если ОАО «Газпром промгаз» примет решение повторить неудавшуюся в 1997г. попытку вымывания каверны вокруг скважины, но в этот раз обязательно пескоструйкой и на глубине не менее 1 километра и не прекращать вымывание до тех пор, пока из скважины пойдет метан с расходом не менее 200 м3/мин.

Технология Бабичева Н.И. (Cavity) делает пласт продуктивным в момент его вскрытия, поэтому она может применяться для генерации метана из каменных углей, черных сланцев, плотных песчаников, что практически уже доказали американцы. Считаю правильно было бы провести раньше американцев аналогичные эксперименты по генерации и промысловой добыче метана из каменой соли, калийных солей, а так же газогидратных месторождений по технологии Бабичева Н.И..

Список литературы

1. Выступление Дурнина М.К. на семинаре «Добыча метана из угольных отложений. Проблемы и перспективы» в РГУ нефти и газа им.И.М.Губкина 31.03.2010г. - http://video.mail.ru/mail/sinergo/823/831.html

2. Доклад Сластунова С.В. на семинаре «Добыча метана из угольных отложений. Проблемы и перспективы» в РГУ нефти и газа им.И.М.Губкина 31.03.2010г. - http://video.mail.ru/mail/sinergo/823/834.html

3. Шестопалов А.В. Шахтные исследования газодинамических свойств при разработке высокогазоносных и выбросоопасных угольных пластов. - Тематическое приложение "Безопасность" к Горному информационно-аналитическому бюллетеню. - М.: Изд-во МГГУ, 2005. - с.249-262. - http://www.barodinamika.ru/sh/3878_.zip

4. Пучков Л.А., Сластунов С.В., Баймухаметов С.К. Новые технологии извлечения метана из угленосной толщи на полях действующих шахт для повышения безопасности горных работ. // «Горный информационно-аналитический бюллетень». 2001, N5. – с.6-13 (http:// www.barodinamika.ru/uglemetan/3441/3441.zip).

5. Софийский К.К., Шевелев Г.А., Кусов Н.Ф. Способ вскрытия выбросоопасных угольных пластов путем гидродинамического воздействия на них. - Днепропетровск: Облполиграфиздат, 1987. - 4с. (http:// www.barodinamika.ru/uglemetan/3274/3274.zip).

6. Электронный журнал «Экологические системы» - http://esco-ecosys.narod.ru/2002_1/art22.htm .

7. Дуган Т., Арнольд Э. GAS! Страницы истории добычи угольного метана в бассейне Сан-Хуан. / Перевод с английского. – М.: CBM Partners Corporation, 2008. – 208с.

8. Кузнецов С.В., Трофимов В.А. Газодинамика угольных пластов. - Сб. Проблемы безопасности и совершенствования горных работ (Мельниковские чтения). / Тезисы докладов Международной конференции Москва - Санкт-Петербург 11-17 сентября 1999г. - Пермь: ГИ УрО РАН, 1999. - с.131-132.

9. Шестопалов А.В. О механизме извержения вулкана и происхождении каменного угля. - Доклады VIII Международной конференции "Новые идеи в науках о Земле" (Москва, РГГРУ, 10-13.04.2007г.) Секция S-I "Секция общей и региональной геологии, стратиграфии, геотектоники, геодинамики". Том 1. - М.: РГГРУ, 2007. - с.409-412. - http://www.barodinamika.ru/sh/1463_.zip

10. Шестопалов А.В. Механизм холодного ядерного синтеза на острие растущей трещины глубоко под землей. - Материалы 15-й Российской конференции по холодной трансмутации ядер химических элементов и шаровой молнии (Дагомыс-Сочи, 01-08.10.2008г.). - М.: НИЦ ФТП "Эрзион", 2009. - с.246-255. - http://www.baroodinamika.ru/sh/4596_.zip

11. Крымский В.В., Балакирев В.Ф. Воздействие наносекундных электромагнитных импульсов на свойства веществ. - Доклады академи наук, Том 385, N6, 2002. - с.786-787 (http://www.barodinamika.ru/other/689/689.zip).

12. Coalbed Methane Open-Hole Cavity Completion - Workshop (GRI, 25.04.1993, Radisson Hotel, Denver, Colorado, USA). Denver: GRI. - 1993. - 123p. - http://www.barodinamika.ru/uglemetan/0026/0026.zip

13. Logon T.L., Mavor M.J., Khodaverdian M. Optimizing and Evaluation of Open-Hole Cavity Completion Techniques for Coal Gas Wells. / 9346. - The 1993 International Coalbed Methane Symposium (May 17-21, 1993, Birmingham-Jefferson Civic Center, Birmingham, Alabama, U.S.A). Volume 2. - Alabama: University of Alabama, 1993. - pp.609-622 (http:// www.barodinamika.ru/uglemetan/3360/3360_.zip).

14. Абрамов Г. "2900 футов - новый мировой рекорд глубины скважины с полостным окончанием" (Gregory Abramov "Borehole Mining A New World Record of Depth - 2900 feet") // "The mining record" за 14.09.1994г., Vol. 105, No 37, (газета г.Денвер (шт.Колорадо, США). - http://www.geocities.com/bhmii/page2/CBM.htm

15. Бабичев Н.И., Либер Ю.В., Абрамов Г.Ю. Интенсификация работы скважин водоснабжения, газо и нефтедобычи с использованием технических средств скважинной гидротехнологии. // «Горный информационно-аналитический бюллетень». 2000, N5. – с.82-85 (http:// www.barodinamika.ru/uglemetan/3439/3439.zip).

16. Бабичев Н.И., Клочко С.А., Серов С.А., Салоп Д.Л. Способ формирования технологической полости в устойчивых породах продуктивных горизонтов. - Патент РФ N2181433 (заявка 2001119286/03).

17. Шестопалов А.В. Единый механизм реологического взрыва, гигантских оползней и землетрясений. - Многообразие современных геологических процессов и их инженерно-геологическая оценка. / Труды Международной научной конференции (Москва, геологический факультет МГУ, 29-30.01.2009г.). - М.: Изд-во Московского университета, 2009. - с.62-63. - http://www.barodinamika.ru/sh/4535_.zip

УДК 665.777.4

# МИКРОПОРИСТЫЕ УГЛЕРОДНЫЕ АДСОРБЕНТЫ ИЗ УГЛЯ, КОКСОВ И СОЕДИНЕНИЙ МОДЕЛИРУЮЩИХ ИХ СТРУКТУРУ

***[1]Самаров А.В., [1]Барнаков Ч.Н., [1,2]Исмагилов З.Р.***
***1 - Институт углехимии и химического материаловедения СО РАН г. Кемерово***
***2 - Институт катализа СО РАН г. Новосибирск***

Известны способы получения пористых углеродных материалов путем коксования (пиролиза) твердых органических материалов, в том числе гумусовых углей, твердых нефтяных остатков, а также их коксов, с последующей активацией их водяным паром или углекислым газом [1]. В процессе пиролиза углеродистого сырья происходит удаление водорода, метана, гетероциклических и легких углеводородных соединений с образованием углеродного материала, удельную поверхность и адсорбционные свойства которого регулируют с помощью активации водяным паром или углекислым газом.

Основным недостатком известных процессов является невозможность получения наноразмерного углеродного материала (углеродного адсорбента) с высокой удельной поверхностью 3000-3500 м$^2$/г ( расчет был произведен по изотермам адсорбции азота при 77 К методом БЭТ) и объемом микропор 1,0-1,2 см$^3$/г, обладающего высокими адсорбционными свойствами. В научной [2-4] литературе описаны только два типа подобных пористых углеродных материалов с такими уникальными характеристиками: это пористые углеродные материалы АХ-21 фирмы ”Amoco” (США), получаемые окислением нефтяного пека (кокса) азотной кислотой (концентрация 20-80 масс%) и последующей обработкой щелочью (КОН) с получением плава, который пиролизуется при 600-900°С, и полученные в лабораторных условиях чешскими исследователями пористые углеродные материалы из тефлона (фторопласта) [5]. Последние получают обработкой тефлона амальгамой лития при 100°С [6]. М.М. Дубинин [7] назвал оба эти типа пористых углеродных материалов микропористыми адсорбентами с предельно развитым для углеродных адсорбентов объемом микропор в 1,2-1,4 см$^3$/г с полушириной в 1,2-1,4 нм. Однако, из-за сложной технологии пористые углеродные материалы из тефлона вообще не производятся (требуется длительная обработка горячей амальгамой, последующая очистка и отмывка от LiF и т.д.), а многочисленные работы с АХ-21 появились лишь в самое последнее время в связи с перспективами использования этого относительно дорогого адсорбента для хранения водорода и метана в транспортных средствах с топливными ячейками.

Поставленная задача была решена [8] введением гидроксильной группы в ароматические структуры углеродных материалов путем сульфирования или окисления, либо совместно – окисление и сульфирование ароматических структур как углеродистого сырья, такого как гумусовые угли, а также углеродного - коксы каменных углей, а также нефтяные коксы. Подобный прием достаточно распространен, он часто используется в процессах органического синтеза. Особенно широкое распространение получила реакция сульфирования с последующим щелочным плавлением, с помощью которой вводится в ароматическую структуру гидроксильная группа [9].

В данной работе были получены образцы наноразмерного углеродного материала (НУМ) путем карбонизации с избытком щелочи по методике, приведенной в [8] , предварительно окисленного углеродного материала. В качестве предшественников использовались угли марок Ж и Г и индивидуальные органические соединения моделирующие их структуру (фенол, 8-оксихинолин), которые можно выделить из угля.

Технический анализ угля проведен методами соответствующими международной организации стандартизации ИСО 602-74, 562-74; элементный - ИСО 625-75 и представлен в таблице 1.

Таблица 1 - Характеристика углей

| Марка угля | $W^a$,масс. % | $A^d$,масс. % | $V^{daf}$,масс. % | $C^{daf}$,масс. % | $H^{daf}$,масс. % |
|---|---|---|---|---|---|
| Ж | 1,0 | 11,8 | 30,1 | 85,4 | 5,6 |
| Г | 3,0 | 7,8 | 30,8 | 72,0 | 4,9 |

Измерения удельной поверхности проводили на установке ASAP–2400 (Micromeritics) по адсорбции азота при 77 К после предварительной тренировки образцов проводят при 200°С и остаточном давлении менее 0,001 мм рт.ст. до прекращения газовыделения без контакта с атмосферой после тренировки. Расчет проводили по изотермам адсорбции по методике [10] в диапазоне относительных давлений от 0,005 до 0,995 мм.рт.ст. На рисунке 1 показаны типичные изотермы адсорбции и десорбции азота на наноразмерном углеродном материале.

Рисунок 1 - Изотермы адсорбции азота при 77К на образцах НУМ

Оценки предельных значений В.Б. Фенелонова [1] основаны на модели, составленной из плоских базисных слоев квадратной формы со стороной l и толщиной слоя t. В этом случае величина удельной поверхности $A = (2/t\rho)(1+2t|l)$; при $\rho = 2{,}26$г/см$^3$, t = 0,34 нм и $t/l \to 0$ $A \approx 2600$ кв.м/г, при l = 1,0 нм и тех же значениях остальных параметров $A \approx 4370$ кв.м/г. По модели С. Канеко, где также связываются данные размера или слоев (1-3) графена с удельной плотностью углерода [11], при этом удельная поверхность графена может изменяться от 6000 кв.м/г для монослоя до 3200 кв.м/г для трех слоев. Рассчитано, что поверхность одного графена составляет 2630 кв.м/г - модель А.П.Карнаухова [12]. Все оценки удельной поверхности по БЭТ, которые дают значения значительно выше, связаны со сложностями адсорбции в микропористой поверхности (при оценке поверхности по БЭТ, предполагается, образование монослоя, который не всегда реализуется) особенно в случаях микропористых образцов (происходит капиллярная конденсация адсорбента).

К сожалению, на сегодня нет более удобного экспериментального метода, чем БЭТ для оценки удельной поверхности, разве что метод нелокальной теории функционала плот-

ности (НТФП), с помощью которого можно рассчитать кривые дифференциального распределения обьема пор по размерам и вычислить их текстурные характеристики, как было сделано [13]. К оценке удельной поверхности, полученной по БЭТ выше 2500 кв.м/г, следует относиться с осторожностью, учитывая изложенное выше, но при этом может быть получен разупорядоченный графитовый материал, вплоть до одного графена. Эти соображения подтверждаются данными фотографиями высокого разрешения (увеличение 3116000 ×), представленными на рисунке 2, показывающими клеткоподобную структуру отдельных ячеек, сформированную из 1 – 3 графитоподобных плоскостей (графенов).

Рисунок 2 - Микрофотографии высокого разрешения пористого углеродного материала

Характеристики полученных наноструктурных углеродных материалов (НУМ) представлены в таблице 2.

Таблица 2 - Характеристики полученных наноструктурных углеродных материалов (НУМ)

| Образец | Исходный материал | $S_{BET}$, м$^2$/г | $V_{\Sigma}$, см$^3$/г | $S_{\mu}$, м$^2$/г | $V_{\mu}$, см$^3$/г |
|---|---|---|---|---|---|
| Kem-1 | Уголь марки Ж | 3100 | 1,60 | 3050 | 1,12 |
| Kem-2 | Уголь марки Г | 2240 | 1,53 | 1871 | 0,98 |
| Kem-3 | Фенол | 2550 | 1,59 | 2235 | 1,21 |
| Kem-4 | 8-оксихинолин | 1470 | 1,01 | 1225 | 0,63 |

На рисунке 3 представлена дифракция электронов в наноразмерном углеродном материале, которая имеет кольцевые рефлексы от гексагонального углерода. В то же время рефлексы $d_{002}$, соответствующие межплоскостному расстоянию между параллельно ориентированными графенами, отсутствуют, либо сильно уширены, что еще раз подтверждает сильную разупорядоченность углеродных слоев. Фотографии электронной микроскопии высокого разрешения (HREM) были проведены на просвечивающем электронном микроскопе JEM-2010 с разрешением по решетке 0,14 нм и ускоряющем напряжении 200 кВ.

Аналогичные результаты получены и при прямых рентгенографических исследованиях образцов наноразмерных углеродных материалов (НУМ), полученных карбонизацией ароматических соединений. На рисунке 4. приведена рентгенограмма образца НУМ, полученного из фенола, где так же отсутствует пик $d_{002}$, на 26 градусах и по ширине пика 10 определены размеры графитовых слоев D~2 нм. Присутствие дополнительных пиков можно отнести к неорганическим примесям, которые накапливаются в процессе синтеза и образуют золу при сжигании, несмотря на то, что использовались реактивы марки ХЧ. Указанные особенности строения этих материалов обуславливают высокую удельную поверхность и микропо-

ристость. На уникальные свойства полученного наноструктурного углеродного материала (НУМ) взят товарный знак KEMERIT [14].

Рисунок 3 - Электронная дифрактограмма пористого углеродного материала

Для доказательства того факта, что образование наноструктурного углеродного материала происходит через взаимодействие гидроксильной группы ароматического ядра, были взяты в качестве прекрусора нефтяной кокс и ароматические соединения, содержащие гидроксильные группы [104]. А именно: фенол, 8-оксихинолин и ализарин, имеющие разную степень ароматичности. Выбранные ароматические соединения являются характерными составляющими кокса, его предшественников и продуктов пиролиза

Рисунок 4 - Рентгенограмма образца НУМ, полученного из фенола

Представленные на рисунке 1 изотермы адсорбции/десорбции азота характерны для изотерм I типа по классификации IUPAC, которые типичны именно для микропористых систем. Удельная поверхность $A_{БЭТ}$ и суммарный объем пор $V_{\Sigma}$ этих образцов имеют 2500 - 3000 $м^2/г$ и 1,6 $см^3/г$, соответственно, такие высокие значения обеспечиваются, главным образом, за счет микропор. То есть, по изотермам адсорбции/десорбции образцы НУМ, обозначенные как Кем 1-4, отличаются только количеством поглощенного адсорбата. Поэтому участие гидроксильной группы ароматического кольца при образовании наноструктурного углеродного материала совершенно очевидно. Эти адсорбенты можно охарактеризовать по следующим показателям: Индекс TOC (Total Organic Carbon) 800 – 1500; йодное число 2700 – 3200;

фенольное число 10 – 12 ; адсорбция метиленового голубого, мг/г 500 – 550. Это позволяет утверждать, что мы имеем новое поколение углеродных адсорбентов.

Список литературы

1. Фенелонов В.Б. Пористый углерод. Новосибирск 1995, 518 стр.; ил.
2. H. Marsh, D. S. Yan, T. M. O'Grady, A. Wennerberg, Carbon, 20 (1982) 419.
3. H. Marsh, D. S. Yan, T. M. O'Grady, A. Wennerberg, Carbon,22 (1984) 603.
4. J. Janstra, F. P. Dousek, V. Patzelova, Carbon, 13 (1975) 377.
5. Zukal, A.Varhanikova, F. P. Dousek, J. Janstra, V. Patzelova, Carbon, 22 (1984) 115.
6. D. Atkinson, A.I.McLeod, K.S.W.Sing, A. Capon, Carbon, 20 (1982) 339.
7. Дубинин М.М., Кадлец О., Катаева Л.И., Онусайтис Б.А., Изв. АН СССР, сер. Хим., 1988 №5, с. 977.
8. Патент РФ № 2206394 Способ получения наноструктурированного углеродного материала / Барнаков Ч.Н., Сеит-Аблаева С.К., Козлов А.П., Рокосов Ю.В., Фенелонов В.Б., Пармон В.Н. Опубл. 20.06.2003. Бюл. № 17.
9. Ворожцов Н.Н. Основы синтеза промежуточных продуктов и красителей. Госхимиздат. М. 1955, с. 87.
10. С.Грегг, К.С.В.Синг, Адсорбция, удельная поверхность, пористость, Мир, М., 1984.
11. Kaneko, C. Ishii, M. Ruike, H. Kuwabara, Carbon, 30 (1992), P. 1075.
12. Карнаухов А.П..- Адсорбция. Текстура дисперсных и пористых материалов, с.417
13. Устинов Е.А., Фенелонов В.Б., Яковлев В.А., Елецкий П.М. Характеристика пористой структуры углеродных материалов с применением теории функционала плотности. Кинетика и катализ, 2007, Т.48, № 4, с.629-638.
14. Свидетельство на товарный знак KEMERIT № 245674 Зарегистрировано в Государственном Реестре товарных знаков и знаков обслуживания РФ от 12.05.2003 г.

УДК 541.124:552.123:539.26

## ОКИСЛИТЕЛЬНОЕ МОДИФИЦИРОВАНИЕ БУРОГО УГЛЯ БАЛАХТИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАНСКО-АЧИНСКОГО БАССЕЙНА

***[1] Семенова.С.А., [1]Федорова Н.А., [1]Заостровский А.Н., [1]Лырщиков С.Ю., [1,2]Исмагилов З.Р.***
***1 - Институт углехимии и химического материаловедения СО РАН***
***г. Кемерово***
***2 - Институт катализа СО РАН***
***г. Новосибирск***

Уголь, добываемый на разрезе Балахтинском, по своим характеристикам уникален среди бурых углей других месторождений Канско-Ачинского бассейна (КАБ). В настоящее время производственная мощность разреза 350 тыс.т угля в год. Разрез разрабатывает пласт Верхнесырский средней мощностью 19,0 м простого строения. Угли Верхнесырского пласта марки 3Б характеризуются низкой влагоемкостью (средняя пластовая влага до 22 %), зольностью (до 5,0 %) и высокой низшей теплотой сгорания 4920 ккал/кг [1]. Уголь может использоваться для пылевидного и слоевого сжигания на крупных ТЭЦ и ГРЭС и в коммунально-бытовом секторе. По оценке пригодности для процесса гидрогенизации угли Балахтинского месторождения признаны лучшими среди углей КАБ. В литературе имеются многочисленные публикации, связанные с изучением структурных особенностей и сырьевых качеств углей Березовского, Назаровского, Бородинского, Итатского месторождений КАБ [2, 3]. Работ, связанных с исследованием состава органического вещества балахтинских углей, весьма ограниченное количество [4].

Углехимические исследования последних лет связаны с поиском эффективных способов модифицирования ископаемых углей с целью изменения их свойств и стимулирования реакционной способности в последующих процессах переработки. Среди многочисленных физико-химических методов активации органической массы углей (ОМУ) особое место занимает окислительное модифицирование, обеспечивающее селективное воздействие на определенные группы атомов и типы связей. К таким методам, например, можно отнести обработку углей озоном, который является активным реагентом по отношению к полиядерным ароматическим структурам и некоторым гетероатомам (серы, кислорода) [5], а также механохимическую активацию в различных средах, при которой наряду с диспергированием частиц осуществляются структурно-химические преобразования ОМУ [6]. При модификации в НТП преобразованиям подвергается преимущественно внешняя поверхность материала и очень тонкий приповерхностный слой толщиной от 100 $A^o$ до нескольких микрон. Основная же масса модифицируемого образца сохраняет свои механические, физико-химические и электрофизические свойства [7].

В данной работе исследовали изменение структуры и физико-химических свойств матового бурого угля (БУ) в результате его окислительного модифицирования озоном, низкотемпературной кислородной плазмой (НТП) и механоактивацией в воздушной среде.

В качестве объекта исследования использовали матовый фюзенизированный уголь Верхнесырского пласта Балахтинского месторождения КАБ марки 3Б. Характеристика технического анализа и петрографического состава исходного образца бурого угля приведена в таблице 1.

Таблица 1 - Характеристика исходного образца БУ

| Литотип | Технический анализ, % | | | Петрографический состав, % | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | $W^a$ | $A^d$ | $V^{daf}$ | Vt | Sv | I | L |
| Матовый | 8,0 | 4,6 | 45,0 | 62 | 1 | 35 | 2 |

Озонирование осуществляли во вращающемся реакторе при температуре 20 $^oC$; расход газа 150 мл/мин; концентрация озона в озоно-кислородной смеси 2-2,2 об. % озона. Навеска угля - 5 г, фракция < 0,2 мм, продолжительность озонирования – 2 ч.

Обработку пробы угля в кислородсодержащей плазме проводили во вращающемся реакторе при следующих условиях: частота – 40,68 МГц, мощность – 20-70 Вт, напряжение – 860-900 В, температура в реакторе – 50-70 °С, расход кислорода – 5 мл/мин, давление в разрядной зоне реактора – 1 мм рт. ст. Навеска образца – 100 мг, продолжительность обработки – 30 мин.

Механоактивацию в воздушной среде проводили в центробежно-планетарной мельнице АГО-2 в течение 10 мин.

Микрофотографии получали на сканирующем электронном микроскопе *JEOL*-6390*LA*. ИК-спектральный анализ проводили с использованием спектрофотометра Инфралюм-ФТ-801 с Фурье-преобразованием с приставкой диффузного отражения (*PEDR*) в области волновых чисел 400-4000 $см^{-1}$. Термогравиметрический анализ проводили на термоанализаторе STA 409 фирмы «Netzsch», масса образца 10-20 мг, нагрев до 900 $^oC$ со скоростью 10 $^oC$/мин в среде гелия. Удельную поверхность ($S_{BET}$, $м^2$/г) углеродных остатков определяли по низкотемпературной адсорбции азота на приборе «Сорбтометр-М» с использованием метода БЭТ. Сорбционную активность материалов оценивали по адсорбции паров бензола ($А_Б$, %) и йода ($А_И$, мг/г) в статических условиях.

На рисунке 1 представлены микрофотографии поверхности угольных частиц (увеличение 150 раз). После окислительной обработки в ситовом составе БУ возрастает содержание мелких фракций (рисунок 1, б), частицы приобретают округлые, шероховатые формы. На поверхности зерен возникают рельеф и клеточные признаки, характерные для сажистых уг-

лей, т.е. проявляется эффект «травления» поверхности. Механоактивация угля способствует образованию мелкодисперсных частиц (рисунок 1, в).

Рисунок 1 - Микрофотографии матового литотипа БУ: а - исходного; б - после обработки озоном; в – после механоактивации

Окислительная обработка БУ способствует незначительному повышению зольности и выхода летучих веществ (таблица 2), что свидетельствует об образовании в ходе окисления газообразных продуктов реакции и окисленных макромолекулярных фрагментов ОМУ. При незначительных изменениях содержания основных элементов в ОМУ, весьма существенными представляются изменения в составе функциональных кислородсодержащих групп (таблица 3). Так, в результате озонирования в ОМУ образуются дополнительные количества карбоксильных и карбонильных групп, «неактивных» эфирных и/или гетероциклических и уменьшается количество фенольных. В образцах механоактивированного и обработанного в НТП БУ увеличение содержания кислорода в «активной» форме компенсируется снижением доли «неактивного», вероятно, эфирного кислорода. В случае механоактивации это может быть следствием деструкции углерод-кислородных связей.

Вместе с тем, проведение процесса диспергирования в воздушной среде способствует развитию радикальных окислительных реакций с накоплением в ОМУ О-групп активного типа – карбоксильных, карбонильных и гидроксильных (фенольных или спиртовых, таблица 3). Аналогичные тенденции изменения функционального состава при окислении БУ в кислородной плазме, вероятно, обусловлены высокой реакционной активностью С-О-связей ОМУ по отношению к возбужденным (инициированым УФ-излучением) атомам и молекулам кислорода.

Таблица 2 - Характеристика исходного и модифицированных образцов бурого угля

| Образцы бурого угля | Технический анализ, % | | Элементный состав, % на daf | | | Атомные отношения | | Выход спирто-бензольного экстракта, % | Коэффициент набухания в пиридине |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | зольность, $A^d$ | выход летучих веществ, $V^{daf}$ | C | H | O+N+S | H/C | O/C | | |
| БУ исходный | 4,6 | 45,0 | 74,2 | 4,8 | 21,0 | 0,78 | 0,21 | 4,3 | 2,62 |
| БУ озонированный | 4,8 | 47,5 | 70,7 | 4,8 | 24,5 | 0,81 | 0,26 | 9,8 | 2,16 |
| БУ обработанный в НТП | 4,7 | 48,3 | 74,0 | 4,8 | 21,2 | 0,78 | 0,22 | 7,2 | 2,33 |
| БУ механоактивированный | 5,0 | 46,1 | 74,9 | 5,0 | 20,1 | 0,80 | 0,20 | 4,8 | 2,55 |

Для всех модифицированных углей характерно увеличение выхода спирто-бензольного экстракта (таблица 2). Это может быть обусловлено разрыхлением (травлением) поверхностного слоя ОМУ, увеличением реакционной поверхности угольных частиц, образованием низкомолекулярных растворимых интермедиатов, а также замены части несольватируемых растворителем участков макромолекулярной структуры угля (эфирные мостики) на более полярные (карбоксил-, гидроксилсодержащие) растворимые фрагменты.

Наряду с образованием низкомолекулярных экстрагируемых компонентов, у всех модифицированных образцов наблюдается тенденция к снижению набухаемости в пиридине, что указывает на увеличение степени жесткости (сшитости) макромолекулярной структуры (таблица 2).

Сравнительный анализ ИК-спектров (рисунок 2) выявил в составе модифицированных углей увеличение условного содержания кислородсодержащих структур: гидроксильных (3400, 1260 см$^{-1}$), карбоксильных, кетонных, хиноидных (1730, 1700, 1650 см$^{-1}$) и ангидридных (1780 см$^{-1}$). Уменьшается относительное содержание алифатического (2920, 1380 см$^{-1}$) и ароматического (1610 см$^{-1}$) углерода, с увеличением при этом степени замещенности бензольных циклов (870, 820, 750 см$^{-1}$). Изменения интенсивностей этих полос в ИК-спектрах механообработанного угля выражены незначительно. Наибольшая глубина окислительных преобразований характерна для БУ, подвергнутого озонированию. Окисление в кислородной плазме имеет поверхностный характер.

Рисунок 2 - ИК-спектры исходного (1), озонированного (2) и механообработанного (3) образцов бурого угля

Преобразования в ОМУ при физико-химических воздействиях накладывают отпечаток на ход процесса термической деструкции модифицированных углей (таблица 4). Например, у всех окисленных образцов наблюдается увеличение скорости газовыделения в интервале 160-320 $^{o}$C, что может быть обусловлено дегидратацией и декарбоксилированием концевых функциональных О-групп (главным образом, карбоксильных) с выделением $H_2O$ и $CO_2$. У озонированных и окисленных в НТП образцов повышение интенсивности газовыделения в области максимального разложения (350-550 $^{o}$C) может быть вызвано удалением более высокомолекулярных, сформированных в условиях окисления, смолистых продуктов. Источником дополнительного образования последних могут также служить продукты частичной внутримолекулярной поликонденсации, развивающейся попутно с дегидратацией и

декарбоксилированием. Отличительной особенностью пиролиза механоактивированного угля является уменьшение скорости потери массы в интервале основного разложения, что, вероятно, обусловлено формированием в ОМУ новых, относительно крупных структурных блоков, которые при пиролизе участвуют в поликонденсационных процессах. Однако удаление образованных при механоактивации кислородсодержащих групп (таблица 3) в интервале 160-320 $^{o}$C компенсирует снижение потери массы в зоне основного разложения и увеличивает тем самым конечный выход летучих продуктов (таблица 4).

Таблица 3 - Распределение кислорода по функциональным группам

| Образцы бурого угля | Содержание О-групп, мг-экв/г ОМУ | | | Кислород в группах, масс. % | |
|---|---|---|---|---|---|
| | -COOH | -OH | >C=O | активных | неактивных |
| БУ исходный | 0,65 | 2,96 | 3,06 | 9,27 | 11,73 |
| БУ озонированный | 1,57 | 2,12 | 3,45 | 11,17 | 13,33 |
| БУ обработанный в НТП | 0,74 | 3,90 | 3,13 | 11,09 | 10,11 |
| БУ механоактивированный | 0,70 | 3,85 | 3.99 | 9,90 | 10,20 |

Таблица 4 - Результаты термогравиметрического и сорбционного анализов

| Образцы бурого угля | Термические характеристики угля | | | Пористые характеристики карбонизата | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | $T_{max}$, $^{o}$C | $V_{max}$, %/мин | Δm (160-900 $^{o}$C), % | $S_{BET}$, м$^2$/г | $A_Б$, мг/г | $A_И$, мг/г |
| БУ исходный | 438 | 1,2 | 39,1 | 121 | 162 | 335 |
| БУ озонированный | 441 | 1,3 | 40,0 | 159 | 220 | 455 |
| БУ обработанный в НТП | 445 | 1,5 | 41,2 | 168 | 296 | 505 |
| БУ механоактивированный | 442 | 1,1 | 40,6 | 183 | 172 | 650 |

Обозначения в таблице 4: $T_{max}$ – температура максимального разложения; $V_{max}$ – максимальная скорость основного разложения; Δm – потеря массы.

Сдвиг температуры максимума разложения в более высокотемпературную область свидетельствует об упрочнении макромолекулярного каркаса ОМУ, что согласуется с уменьшением набухаемости углей в пиридине (таблица 2).

Углеродные остатки, полученные после термической деструкции углей, исследовались порометрически. Окислительное модифицирование угля способствует увеличению удельной поверхности, пористости и сорбционной активности по отношению к йоду и парам бензола полученных карбонизатов (таблица 4). Роль порообразователей в данном случае могут играть газообразные продукты окисления, формирующиеся в объеме угля. Увеличение сорбции бензола карбонизатами окисленных углей, по-видимому, связано с влиянием специфической адсорбции за счет взаимодействия образующихся при пиролизе карбонильных группировок с π-электронным кольцом бензола. Увеличение сорбции йода определяется ростом удельной поверхности карбонизатов.

Таким образом, в рамках данного исследования установлены особенности преобразования макромолекулярной структуры, физико-химических свойств и реакционной способности матового бурого угля Балахтинского месторождения в результате воздействия на его органическое вещество озона, активных компонентов кислородной плазмы и механоактивации.

Установлено, что окислительная обработка бурого угля способствует:

- перераспределению в его структуре качественного состава функциональных кислородсодержащих групп с увеличением доли «активного» кислорода;
- повышению растворимости в нейтральных растворителях и уменьшению набухаемости в специфических за счет образования при окислении низкомолекулярных растворимых интермедиатов и межмолекулярных сшивок в структуре угля;
- изменению реакционной способности угля в процессе пиролиза с увеличением выхода летучих продуктов и формированием углеродного каркаса с повышенной пористостью.

*Работа выполнена при поддержке гранта РФФИ р_сибирь_а 10-08-98006 и интеграционного проекта СО РАН № 104*

Список литературы

1. Минерально-сырьевая база угольной промышленности России / А.Е. Евтушенко, Ю.Н. Малышев. Т. 2. – М.: Изд. МГГУ, 1999. – 448 с.
2. Кузнецов П.Н., Кузнецова Л.И., Колесникова С.М. // Химия в интересах устойчивого развития, 2010. Т. 18. С. 283.
3. Кузнецов Б.Н., Щипко М.Л., Шарыпов В.И. // Там же, 2010. Т. 18. С. 269.
4. Яковлев И.Ю. // Химия твердого топлива, 1992. № 5. С. 10.
5. Разумовский С.Д., Заиков Г.Е. Озон и его реакции с органическими соединениями. М.: Наука, 1974. 322 с.
6. Хренкова Т.М. Механо-химическая активация углей. – М.: Недра, 1993. 176 с.
7. Ясуда Х. Полимеризация в плазме. М.: Мир, 1988. – 376 с.

УДК 621.723.537.523

# СПОСОБ ПЕРЕРАБОТКИ ГАЗООБРАЗНОГО УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ, В ТОМ ЧИСЛЕ ШАХТНОГО МЕТАНА, В МОТОРНОЕ ТОПЛИВО С ПРИМЕНЕНИЕМ ПЛАЗМОХИМИЧЕСКОЙ ТЕХНОЛОГИИ

***[1]Фомин В.В., [1]Соломичев М.Н., [2]Лукашов В.П., [2]Фомин В.М., [3]Мысов В.М., [3]Ионе К.Г.***
***1 - ООО «МетанЭнергоРесурс»***
***г. Кемерово***
***2 - Институт теоретической и прикладной механики СО РАН***
***3 - ЗАО «Сибирская технологическая компания «Цеосит»***
***г. Новосибирск***

**Актуальность**

***1. Улучшение экологической обстановки***

Ежегодно в результате деятельности человека в атмосферу выбрасывается около 8 млрд.т. $CO_2$. Без принятия мер по сокращению выбросов парниковых газов возникает опасность глобального изменения климата.

***2. Повышение уровня безопасности***

Одним из способов борьбы с шахтным метаном является инертизация выработанного пространства. Это весьма эффективный, но дорогостоящий метод. Он позволяет вытеснять более лёгкий газ метан, заполняя всё выработанное пространство лавы азотом, предотвращать развитие эндогенных пожаров, устранять опасности накопления пыли и горения метановоздушной смеси.

***3. Альтернативные источники энергии***

По оценкам Мирового энергетического совета ежегодный прирост потребления первичной энергии в мире составляет 2-3% и к 2020 году энергопотребление возрастёт на 50-

70%. В ряде стран Европы утилизируют практически весь каптируемый шахтный газ. По прогнозам добыча шахтного газа в угольных бассейнах мира в ближайшие годы составит 96 – 135 млрд. м³.

**Возможные решения**

Специалисты ООО «МетанЭнергоРесурс» (г. Кемерово) совместно с учеными СО РАН из Института теоретической и прикладной механики им. С.А. Христиановича и Сибирской технологической компании «Цеосит» (г. Новосибирск) разработали универсальную, экологически чистую технологию утилизации шахтного метана. Данная технология комплексно решает вопросы извлечения и утилизации газа, а также инертизации выработанного пространства.

***Шахтный газ источник энергии***

Компания «МетанЭнергоРесурс» рассматривает шахтный метан как попутное полезное ископаемое, извлечение которого осуществляется дегазационными установками (рисунок 1) для обеспечения безопасности горных работ.

Рисунок 1 - Газотурбинная установка мощностью 65 кВт

**Технологические решения**:

- обеспечение автономной работы дегазационной установки;
- повышение уровня безопасности на угольной шахте;
- снижение выбросов парниковых газов;
- использования тепловой энергии для нужд предприятия;
- производство товарных продуктов.

***Основные принципы***:

*автономность*, за счёт полного покрытия потребности установки в электрической и тепловой энергии от сжигания в газотурбинных установках отходящих углеводородсодержащих газов;

*надёжность,* за счёт применения оборудования и устройств позволяющих эксплуатировать оборудование в автоматическом режиме с высоким сроком службы до капитального ремонта (свыше 60 000 часов);

*экологичность,* за счёт производства побочных продуктов синтеза бензина (вода и азот) и снижения эмиссии парниковых газов;

*экономичность,* за счёт режима когенерации энергетической установки (расход 0,3 м³ газа для генерации 1кВт электрической и 2 кВт тепловой энергии), рекуперации тепла на стадии плазменно-кислородной конверсии метана и использования сдувочных газов в качестве топлива для микротурбин.

Низкокалорийный шахтный газ после 1 стадии и высококалорийный сдувочный газ после 3 стадии являются ценными топливными газами для ГТУ.

***Технология синтеза бензина***

Технология переработки шахтного метана в высокооктановый бензин происходит в три стадии (рисунок 2):

I. Подготовка и обогащение шахтного газа: очистка, осушка и удаление азота для поддержания необходимой концентрации метана в смеси.

II. Получение синтез-газа на установке плазменно-кислородной конверсии

III. Получение высокооктанового бензина из синтез-газа в реакторе с применением бифункциональных цеолит содержащих катализаторов.

Рисунок 2 – Стадии технологии переработки шахтного метана в высокооктановый бензин

***Состав установки***:

1. Вакуум-насосная станция на базе насоса типа ВВН.

2. Криогенная установка разделения воздуха на кислород, азот и аргон. Аргон необходим для работы плазматрона, кислород для протекания процесса конверсии метана в синтез-газ, а азот является побочный продуктом.

3. Мембранная установка разделения газовой смеси для повышения концентрации метана в исходящей струе.

4. Плазматронная установка для получения синтез-газа из подготовленного шахтного метана.

5. Каталитический реактор для конверсии синтез-газа в высокооктановый бензин.

6. Энергоцентр на базе газотурбинных установок для генерации более 7,0 МВт электроэнергии и обеспечения автономной работы всего технологического комплекса.

***Принцип работы***

**I стадия.** На первой стадии установки происходит разделение газовой смеси на два потока, за счёт разницы в скорости проникновения её компонентов ($CH_4$ и $N_2$) через полое волокно мембраны, с последующей концентрацией нужного компонента ($CH_4$) в одном из выходных потоков (рисунок3). Технологическая схема установки повышения концентрации метана приведена на рисунке 4.

Рисунок 3 - I стадия

**II стадия.** На второй стадии происходит получение синтез-газа, путем кислородной (или парокислородной) конверсии метана в электродуговой плазме, с получением синтез-газа оптимального по составу для производства бензина.

По такой технологии сырьем для производства моторного топлива могут быть любые метаносодержащие газы. Технологическая схема плазменно-кислородной конверсии метана приведена на рисунке 5 .

**III стадия.** На третьей стадия происходит получение высокооктанового бензина из синтез-газа. Этот процесс производства известен ещё со времён Фишера-Тропша, но его производство в одну стадию стало возможным благодаря разработкам специалистов команды СТК «Цеосит», которые применили уникальные бифункциональные катализаторы для быстрого протекания химических реакции. Разработка технологических параметров процесса защищена многими патентами, в том числе международными.

Рисунок 4 - Технологическая схема установки повышения концентрации метана

Рисунок 5 - Технологическая схема плазменно-кислородной конверсии метана

На рисунке 6 приведена технологическая схема установки синтеза бензина по технологии «Цеосин». Полученный высокооктановый бензин из синтез-газа по качеству лучше, чем из нефтепродуктов, поскольку не содержит серы и свинца, а бензол и олефины присутствуют в концентрациях гораздо ниже, чем предусмотрено ГОСТом.

Рисунок 6 - Технологическая схема установки синтеза бензина по технологии «Цеосин»

Технология абсолютно чистая с точки зрения экологии, не выделяющая никаких вредных выбросов в окружающую среду. Побочными продуктами процесса синтеза является вода и азот. Азот можно закачивать в выработанное пространство шахты для инертизации, что позволяет существенно повысить уровень пожарной безопасности в пластах склонных к самовозгоранию.

***Особенности технологии***:

- использование ГТУ в режиме когенерации для автономного обеспечения электрической и тепловой энергией всего технологического комплекса;
- повышение уровня пожарной безопасности шахты за счёт инертизации, выработанного пространства лавы азотом;
- возможность тепло-водоснабжения объектов и зданий АБК;
- обеспечение резервным питанием потребителей 1-ой категории;
- обеспечение тепловой энергией калориферные установки шахты;
- отсутствие вредных выбросов в атмосферу;
- снижение штрафов за эмиссию парниковых газов;
- выпуск товарной продукции: бензин, тепло, азот, электроэнергия.
- привлечение инвестиций по реализации ПСО в рамках Киотского протокола.

УДК 622.831

## УДАРООПАСНОСТЬ ГОРНОГО МАССИВА И ГЕОДИНАМИЧЕСКОЕ РАЙОНИРОВАНИЕ НА ПОДЗЕМНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ СИБИРИ

***Цинкер Л.М., Смирнов С.М., Ю.Г. Матвеев, А.И. Веселов***
***ООО «ВостНИГРИ»***
***г. Новокузнецк***

Институт ВостНИГРИ согласно программе «Разработка и освоение комплекса технологических мер по безопасной и эффективной эксплуатации рудных (нерудных) месторождений, склонных к горным ударам» и межотраслевой координационной программе НИР «Геодинамическая безопасность» проводит комплекс исследований по геомеханическому обоснованию безопасной и эффективной технологии отработки удароопасных месторождений Сибири, созданию способов управления горным давлением путем направленного изменения свойств и напряженно-деформированного состояния массива в увязке с безопасностью эксплуатации промышленных объектов.

Ежегодно на подземных шахтах Евразруды, проводятся мониторинги процессов безопасной подработки зданий, сооружений и природных объектов, напряженно-деформированного состояния массива, дается текущая оценка процессов деформирования и удароопасности массива горных пород, в соответствии с требованиями нормативных документов: п.3, 4, 33 Федерального закона №27; п. 22-24 Правил безопасности 07-601-03; п.4.6 руководящего документа 06-329-99 и предписаниями Ростехнадзора.

Контроль уровня напряжений по горным выработкам позволяет пространственно оценить удароопасность массива. На основе прямых измерений смещений и деформаций устанавливаются активные структурные элементы и процессы, ответственные за увеличение концентраций напряжений. Это позволяет предвидеть ход дальнейшего их развития и производить опережающую целенапраленную диагностику массива, осуществляя взаимную корреляцию геодезических и геофизических методов наблюдений.

Институтом на основе опыта российских ученых [1] и многолетних исследований усовершенствована методика оценки состояния массива по данным периодических наблюдений за сдвижением глубинных реперов, закладываемых в горных выработках и скважинах в рудных и породных массивах. По результатам измерения смещений глубинных и контур-

ных реперов определяются приращения напряжений во временных параметрах, произошедшие с момента закладки реперных станций.

Реперные наблюдательные станции успешно осуществляют контроль уровня напряжений на Казском, Таштагольском, Шерегешском и Абаканском месторождениях, отработка ведется на глубинах от 600 до 900 метров от поверхности.

Определено возрастание максимальных горизонтальных напряжений с глубиной отработки месторождений, которые составляют для: Казского месторождения – 0,089 МПа/м; Шерегешевского месторождения - 0,088 МПа/м; Таштагольского месторождения - 0,096 МПа/м и Абаканского месторождения - 0,122 МПа/м.

Установлено соотношение горизонтальных ($\sigma_{гор}$) и вертикальных ($\sigma_{верт}$) напряжений по месторождениям:

Казское - $(\sigma_{гор})/(\sigma_{верт})=2,4$;

Таштагольское - $(\sigma_{гор})/(\sigma_{верт})=2,5$;

Шерегешевское - $(\sigma_{гор})/(\sigma_{верт})=2,6$;

Абаканское - $(\sigma_{гор})/(\sigma_{верт})=3$.

В зоне очистной выемки происходит перераспределение естественного поля напряжений, изменяются направления главных напряжений направленных вкрест простирания залежи и их абсолютные значения. При системах разработки с обрушением горных пород ниже уровня очистной выемки происходит концентрация горизонтальных сжимающих напряжений, направленных вкрест простирания залежи. Концентрация обусловлена «эффектом вруба». Вес обрушенных пустот пород становится меньше первоначальной величины давления массива, равновесное состояние нарушается, вследствие чего происходит формирование нового поля напряжений. Концентрация горизонтальных напряжений на уровне днища блока составляет 6 $\gamma H$, а на 30 м ниже днища блока достигает 8 $\gamma H$. Следует заметить, что величины коэффициентов концентрации, полученные теоретически для упругого изотропного массива, являются завышенными, но характер перераспределения напряжений сохраняется. При наличии разрывных нарушений с увеличением глубины отработки месторождений и, следовательно, с ростом абсолютного значения напряжений породы могут смещаться в выработанное пространство. Небольшие подвижки по плоскостям трещин приводят к значительной разгрузке массива от напряжений. Вследствие этого максимальные значения снижаются и перемещаются вглубь массива.

При направленном воздействии на главные, основополагающие факторы реализации горного удара - высокие предельные напряжения и склонность некоторых типов пород накапливать и взрывоподобно выделять энергию упругих деформаций - стремятся использовать в первую очередь мероприятия, являющиеся одной из технологических операций очистной выемки. В наибольшей мере такому подходу соответствуют технологические и массовые взрывы, которые воздействуют на оба указанных фактора и способствуют перераспределению напряжений, снижению их концентрации вблизи обнажений за счет колебаний и смещений массива, а также вызывают раскрытие имеющихся трещин.

Опыт ведения очистных работ на Таштагольском месторождении показал, что динамические явления вызывались преимущественно массовыми взрывами и совпадали по времени с их проведением или в период последующего проветривания выработок. В 1982 г. впервые произошел горный удар, не инициированный массовым взрывом. После этого за прошедшие годы картина резко изменилась. В настоящее время около 80 % динамических явлений не связано с проведением взрывных работ. Этому способствовали разработанные правила ведения горных работ. В них предусматривалось, что периодичность массовых взрывов в течение квартала будет не менее трех с интервалом времени между ними не более 45 суток. Важно, что количество одновременно взрываемого ВВ одного из этих взрывов должно быть не менее 90 т. Следует подчеркнуть, что в указанное время почти 90 % блоков отрабатывалось по технологии с отбойкой в зажатой среде, с обрушением 13-15-метровых слоев взрывами с массой ВВ порядка 30-150 т.

В последнее время Таштагольский рудник перешел на отбойку руды на компенсационные эллипсовидные камеры с толщиной отбиваемого слоя до 33 м и с величиной одновременно взрываемого заряда до 90÷215 т ВВ. Кроме того, в этих случаях наилучшим образом используется эффект сотрясательного воздействия на массив, снижающий риск возникновения динамических явлений. На основании этого был рекомендован следующий регламент ведения горных работ [2]:

1. Массовые взрывы отбойки руды проводить не реже 1 раза в 2-3 месяца, поочередно распределяя их по крыльям шахтного поля. Масса одновременно взрываемого заряда ВВ таких взрывов должна составлять не менее 120 т.

2. Взрывы по подготовке блоков должны осуществляться не реже 3 раз в месяц на каждом крыле шахтного поля с интервалом времени между ними не более 10 суток.

3. Массовые взрывы в зимний период рекомендуется проводить с интервалом не более 45 суток, причем перед массовым взрывом следует осуществлять серию дополнительных взрывов. Массу заряда первого дополнительного взрыва принимать не более 0,1÷0,2 от массы заряда массового взрыва, а массу заряда каждого последующего взрыва увеличивать в 1,5÷2,0 раза по сравнению с предыдущим.

Отработка запасов этажа должна выполняться с предварительной разгрузкой района горных работ. Наиболее эффективно и экономично разгрузка массива может быть достигнута с помощью взрыва и образования щели посредством бурения ряда глубоких нисходящих скважин и последующего их взрывания через одну, используя, таким образом, компенсационное пространство. Защитный эффект разгрузочной щели зависит от ее размера по простиранию ($l_щ$), мощности рудных тел ($M_р$) и определяется соотношением $l_щ \geq M_р/2$. Во вновь вводимом в эксплуатацию этаже, начиная с разрезного блока, рекомендуется взрывать первоначально щель на три ширины блока (81 м), с последующим поддержанием опережения щели на один размер блока по простиранию, что обеспечит ведение нарезных работ в смежных блоках в разгруженной зоне. Буровые работы необходимо вести с опережением на ширину блока от взорванной щели, т.е. первоначально в новом этаже в районе разрезного блока ряд скважин следует обуривать сразу на пять блоков, т.е. 135 м.

Размещение ряда скважин относительно рудного тела определяется его мощностью и указанными выше параметрами защитного эффекта щели. При длине щели по простиранию 81 м, защитная зона вкрест простирания составит примерно 40 м. При мощности рудной зоны 80-120 м региональную разгрузочную щель рационально размещать не во вмещающих породах или вблизи контакта руды и породы, а в средней части рудной зоны, что обеспечит требуемую разгрузку массива от высоких напряжений. Предельно допустимое расстояние между скважинами составляет 2,2 м, т.е. на ширину блока 27 м требуется 12 скважин. С учетом возможных отклонений скважин, изменений прочностных и деформационных свойств горных пород рекомендуется принимать расстояние между осями скважин 1,6 м. Требуемое количество глубоких нисходящих скважин при длине щели 27 м составит 17.

В целях обеспечения безопасности подземных горных работ на подземных месторождениях Сибири рекомендуются следующие мероприятия по борьбе с горными ударами [2]:

1. Применение систем разработки, исключающих развитие зон с предельно высокими напряжениями в районе ведения очистных работ. Наиболее отвечающей горно-геологическим условиям на глубоких горизонтах месторождения является система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды в зажатой среде, так как позволяет вести очистные работы в одну стадию без оставления целиков, имеет минимум открытого выработанного пространства, исключает удароопасные ситуации в элементах системы разработки.

2. Создание низкой подсечки с использованием глубоких скважин с арочным сводом.

3. Пучковое расположение скважин или бурение скважин большого диаметра (до 300 мм), что уменьшает число буровых выработок и позволяет заряжать даже деформированные, смещенные скважины.

Анализ инструментальных и визуальных наблюдений за напряженно-деформированным состоянием массива в районе компенсационных камер показал, что наиболее устойчива камера с поперечным сечением эллипсовидной формы. В условиях Таштагольского месторождения камеры такого сечения с ориентировкой длинной оси вкрест простирания по направлению $\sigma_{max}$ противостоят динамическим проявлениям горного давления. Разрушений и толчков в блоках с эллипсовидными отрезными выработками не отмечалось.

Крепление всех видов горных выработок временной и постоянной податливой крепью повышает безопасность горных работ. Тюбинговая крепь имеет ряд преимуществ, особенно в удароопасных условиях. Это постоянная ударостойкая крепь, можно механизировать ее возведение и устанавливать вплотную к забою, что исключает применение временной крепи. Для обеспечения совместной работы тюбинговой крепи в удароопасных условиях необходимо предусматривать забутовку закрепного пространства мелкой щебенкой, а в самой крепи - элементы податливости.

С целью более равномерного охвата массива во времени и пространстве сотрясательным воздействием для снижения динамических явлении, не провоцируемых взрывными работами, введен на подземных месторождениях Сибири следующий регламент:

а) массовые взрывы по отбойке руды производить не реже 1 раза в 2-3 месяца, поочередно распределяя их по флангам шахтного поля;

б) технологические взрывы по подготовке блоков осуществлять не реже 3 раз в месяц на каждом фланге шахтного поля с интервалом времени между ними не более 10 суток.

Выявлено, что наиболее эффективно и экономично разгрузка массива может быть достигнута взрывным щелеобразованием посредством бурения ряда глубоких скважин и последующим их взрыванием через одну. Защитный эффект разгрузочной щели зависит от ее размера по простиранию ($l_щ$), мощности рудных тел ($M_p$) и определяется соотношением $l_щ = M_р/2$.

При мощности рудной зоны 80-120 м региональную разгрузочную щель рационально размещать не во вмещающих породах или вблизи рудопородного контакта, а в средней части рудной зоны, что обеспечит требуемую разгрузку массива от высоких природных напряжений.

Институт имеет архив многолетних наблюдений за напряженно-деформированным состоянием и удароопасностью горных массивов подземных шахт Сибири по установленным станциям грунтовых и глубинных реперов, точкам наблюдений полной и щелевой разгрузки массива. Ведется постоянный контроль за состоянием стволов, зданий и сооружений поверхностного комплекса, выполняются обследования, дается оценка технического состояния. Согласовываются с Южно-Сибирским управлением Ростехнадзора мероприятия по обеспечению условий и продлению срока безопасной эксплуатации объектов.

Выполняемый институтом постоянный контроль за уровнем напряженно-деформированного состояния массива пород и руд на участках ведения горных работ дает возможность производственникам выполнять мероприятия по снижению удароопасности горных массивов и обеспечивать снижение динамических проявлений горного давления и энергетического уровня, сводить к минимуму ущерб от последствий возможных горных ударов.

Отрабатываемые железорудные месторождения ОАО «Евразруда» расположены в районе, характеризуемом повышенной сейсмической активностью. Сейсмическая активность связана с интенсивными неотектоническими процессами, протекающими в Алтае-Саянской складчатой области с преобладанием горизонтальных тектонических напряжений над вертикальными. В тектоническом отношении район представляет собой сложно построенный антиклинорий, характерной особенностью которого является сильное сжатие в северной части. Соответственно район разработки железорудных месторождений приурочен к одному из основных глубинных разломов. Глубинные разломы являются структурными швами, вдоль которых постоянно происходят движения тектонических блоков.

Согласно данным регионального геодинамического районирования ориентировка максимальных действующих горизонтальных напряжений на подземных рудниках совпадает с направлением геологических разломов северо-западного простирания. Это свидетельствует о сжимающем усилии в северо-западном направлении. Характерно, что максимальные горизонтальные напряжения в 2,5-3 раза превышают вес столба налегающих пород на соответствующих глубинах, вызывают проявление горных и горно-тектонических ударов с энергией до $10^{10}$ Дж, и, соответственно, мощных толчков при проведении массовых взрывов.

Решением XI Межотраслевого Совета Ростехнадзора от 25.01.2001г. по программе «Геодинамическая безопасность» и «Инструкции по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства на подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам», в соответствии с требованиями РД 06-329-99 ведение работ по геодинамическому районированию на подземных рудниках Западной Сибири, в том числе на Таштагольском, Казском, Абаканском и Шерегешском месторождениях, поручено выполнять институту «ВостНИГРИ».

Институт в течение последних 10 лет на базе многолетних, ранее выполненных, геодинамических исследований разработал методику геодинамического районирования, применительно к горно-геологическим условиям подземных шахт Сибири. По разработанной в институте методике на картах геодинамического районирования выделяются: площади, опасные по горным ударам и микроударам; тектонические блоки, опасные по интенсивному заколообразованию, обрушению кровли и бортов выработок; тектонические зоны массива, опасные по заколообразованию, толчкам, стрелянию.

В настоящее время разрабатывается методическое руководство по геодинамическому районированию, применительно к условиям Таштагольского рудника, а так же погоризонтные карты геодинамического районирования, которые будут использованы при проектировании, планировании и ведении горных работ на участках «Юго-Восточный», «Восточный» и «Северо-Западный».

Институт постоянно совершенствует методику структурно- тектонического и геодинамического районирования месторождений в условиях отработки глубоких горизонтов, рекомендует на стадии проектирования наиболее геодинамически безопасную схему вскрытия и основные технологические решения.

Список литературы

1. Петухов И.М., Батугина И.М. Геодинамика недр / И.М. Петухов, И.М. Батугина. – М.: Недра коммуникейшенс ЛТД, 1999.
2. Курленя М.В., Еременко А.А., Цинкер Л.М., Шрепп Б.В. Технологические проблемы разработки железорудных месторождений Сибири. – Новосибирск: Наука, 2002. – 240 с.

УДК 622.235

## ЗАКЛАДОЧНЫЙ КОМПЛЕКС ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЭФФЕКТИВНЫХ И БЕЗОПАСНЫХ УСЛОВИЙ ОТРАБОТКИ БАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ НА ТАШТАГОЛЬСКОМ ФИЛИАЛЕ ОАО «ЕВРАЗРУДА»

***Цинкер Л.М., Смирнов С.М.***
***ООО ВостНИГРИ***
***г. Новокузнецк***

В настоящее время остаток балансовых запасов руды Таштагольского железорудного месторождения по участкам Восточный, Северо-Западный, Юго-Восточный в пределах горного отвода филиала до горизонта -350 м составляет свыше 66,8 млн. тонн с содержанием

железа 40,7 %, в том числе запасы по Восточному участку 26,8 млн. тонн содержат 48,1 % железа, по Северо-Западному - 12,2 млн. тонн - 45,5 % железа, по Юго-Восточному - 27,0 млн. тонн - 31,5 % железа.

Часть запасов руды Восточного участка в объеме 21,1 млн. тонн, содержащих 49,1 % железа, и запасы Северо-Западного участка в объеме 12,3 млн. тонн, содержащие 45,4 % железа, попадают в предохранительный целик под объекты промплощадки филиала (стволы «Северный», «Ново-Капитальный» и «Южный»), а также жилой фонд города, железнодорожные пути МПС, реку Кондома (рисунок 1).

1, 2, 3, 4, 5 – разломы, соответственно, Холодный, Кондомский, Нагорный, Шахтерский, Диагональный; 6 – субмеридиональное тектоническое нарушение; 7, 8, 9, 10 – границы, соответственно, зоны обрушения, зоны трещин, зоны опасных сдвижений, мульды сдвижения

Рисунок 1 – План земной поверхности Таштагольского месторождения с положением охраняемых объектов и границ зон влияния горных разработок

По проекту вскрытия и отработки запасов руды Таштагольского месторождения до гор. -350 м для поддержания мощности 2 млн. тонн сырой руды в год необходимо перейти с этажно-камерной системы разработки месторождения с обрушением на систему с закладкой камер без изменения параметров технологических блоков.

Приготовление закладочной смеси предусматривается на специальном комплексе (рисунок 2), расположенном на поверхности в районе промплощадки филиала. Доставка закладочной смеси от закладочного комплекса до мест закладки производится самотеком по трубопроводу. Для его прокладки пробурены 2 скважины с поверхности до горизонта +70 м с наружным диаметром обсадных труб 326 мм. Диаметр закладочного трубопровода, проложенного с поверхности до горизонта +70 м - 219 мм, а диаметр трубопровода, проложенного по подземным горным выработкам - 159 мм.

1 – склад исходных материалов; 2 – склад цемента; 3 – расходный бункер; 4 – дозаторы-питатели; 5 – сборный конвейер; 6 – питатели цемента; 7 – регулятор подачи воды; 8 – шаровая мельница; 9 – контроль качества ЛТС; 10 – закладочные трубопроводы

Рисунок 2 – Закладочный комплекс Таштагольского филиала

Эксплуатационные затраты на производство закладочной смеси и технико-экономические показатели эффективного внедрения этажно-камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства представлены в таблицах 1 и 2.

Таблица 1 – Расчет затрат на производство закладочной смеси

| **Показатели** | **Кол-во на 1 м$^3$ смеси** | **Кол-во в год, т** | **Цена, руб.** | **Затраты годовые, тыс. руб.** |
|---|---|---|---|---|
| Закладочная смесь: граншлак доменный | 400 | 158000 | 562,00 | 88796,0 |
| отходы переработки фабрики | 1,2 | 474 | 25,00 | 11850,0 |
| цемент | 40,1 | 15847,4 | 3093,22 | 49019,5 |
| вода | 0,5 | 197500 | 51,24 | 10119,9 |
| Всего закладочной смеси | | 371821,4 | | 159785,4 |
| Материалы, электроэнергия и т.п. | | | | 17633,0 |
| Зарплата, начисления и прочее | | | | 59160,8 |
| Итого | | | | 236579,2 |
| ***Себестоимость 1 м$^3$ закладки*** | | | | ***598,93*** |
| ***Себестоимость закладки на 1 т руды при плотности 3,5 т/м$^3$*** | | | | ***171,12*** |

Таблица 2 – Варианты работы Таштагольского филиала

| **Технико-экономические показатели** | **Ед. изм.** | **План на 2011г. без закладочного комплекса** | **План на 2011г. с закладочным комплексом** | **Отклонение** |
|---|---|---|---|---|
| **Пр-во сырой руды** | **тыс. т** | **2000,00** | **2000,00** | **0,00** |
| Содержание железа в руде | % | 26,89 | 38,00 | 11,11 |
| Себестоимость сырой руды | тыс. руб. | 1.129.500,0 | 1.230.000,0 | 100500,0 |
| Себестоимость сырой руды | руб./т | 376,50 | 410,00 | 33,50 |
| в т.ч. за счет закладочного комплекса | руб./т | - | 33,50 | 33,50 |
| **Пр-во первичного концентрата** | **тыс. т** | **1140,0** | **1652,0** | **512,0** |
| Содержание железа в первичном концентрате | % | 40,01 | 44,02 | 4,00 |
| Расходный коэффициент руды на концентрат | - | 1,75 | 1,21 | -0,54 |
| Себестоимость первичного концентрата | руб./т | 779,15 | 595,15 | -183,99 |
| Ж/д тариф до Абагурской фабрики | руб./т | 141,11 | 141,11 | 0,00 |
| **Итого себестоимость первичного концентрата** | **руб./т** | **920,26** | **736,26** | **-183,99** |
| **Себестоимость вторичного концентрата** | **руб./т** | **1 689,18** | **1 474,57** | **-214,62** |

В результате сравнения технико-экономических показателей добычи и обогащения руды видно, что на начальном этапе внедрения системы разработки с закладкой выработанного пространства из недр извлекаются запасы руды с повышенным на 11,0 % содержанием железа, а себестоимость вторичного концентрата снижается на 215,0 руб./т.

С продолжением отработки предохранительных целиков Восточного и Северо-Западного участков при этажно-камерной системе разработки с закладкой качество добываемой руды будет постоянно увеличиваться и достигнет среднего уровня в сырой руде 47,7 % железа, что в 1,78 раза превышает существующий уровень качества в сырой руде и обеспечит эффективную работу Таштагольского филиала.

Формирование закладочных массивов первичных и вторичных камер выполняется твердеющей смесью в составе: цемента марки 400, доменного граншлака ЗСМК и отходов переработки Таштагольской фабрики, а также гидрозакладкой, состоящей из отходов переработки фабрики и доменного граншлака (рисунок 3).

На основе мониторинга процессов сдвижения горных пород и деформирования сооружений Таштагольского филиала в зоне влияния горных разработок при отработке месторождения за период 1971 – 2010 гг. и расчета ожидаемых деформаций выполнена оценка вредного влияния отработки руд Восточного участка на стволы «Северный» и «Ново-Капитальный» с надшахтными комплексами, а также на административно-бытовой комбинат (АБК) шахты.

Заключением ВостНИГРИ «О сроках и условиях возможной эксплуатации объектов существующей промплощадки Таштагольского филиала в зонах влияния горных разработок» при развитии горных работ в соответствии с проектными решениями предельным сроком эксплуатации стволов «Северный» и «Ново-Капитальный» был определен 2015 г. Эксплуатация здания комбината шахты экспертизой промышленной безопасности, выполненной ЭЦ ВостНИГРИ, также обоснована до 2015 г.

На рисунке 4 приведены основные результаты инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности и деформированием строительных конструкций зданий и сооружений на примере ствола «Северный», которые наглядно свидетельствуют об ускоре-

нии развития процессов деформирования земной поверхности и охраняемых объектов, начиная с 2004 г. и особенно в период 2008 – 2010 гг.

Рисунок 3 – Виды закладочной смеси

При развитии процессов сдвижения по средним скоростям их развития, что в сложившейся горнотехнической ситуации может быть обеспечено только скорейшим вводом закладочного комплекса и отработкой запасов северного фланга месторождения с твердеющей закладкой, на период до 2015 г. практически в районе всех охраняемых сооружений не ожидается достижения предельных параметров их эксплуатации. Интенсивная отработка запасов месторождения системами с обрушением вмещающих пород приведет к тому, что предельным сроком эксплуатации, без введения закладочного комплекса, подрабатываемых объектов Таштагольского филиала могут стать 2011 – 2013 гг.

Достигнутый уровень сдвижений и деформаций, как земной поверхности, так и массива горных пород обусловливает сдвижение основных действующих стволов «Северный» и «Ново-Капитальный», приводит к их наклону (см. рис. 4) и искривлению. Отмеченные процессы вызывают нарушения крепи и армировки стволов, что при достижении предельных параметров безопасной эксплуатации клетевого или скипового подъема приведет к прекращению эксплуатации этих стволов. Согласно выполненным оценкам влияния закладочных работ на северном фланге Восточного участка на ствол «Северный» при вводе закладочного комплекса в 2011 г., деформации растяжения земной поверхности в районе сооружений ствола снижаются на (0,3 – 0,5) мм/м по сравнению с деформациями при работах с обрушением, что позволит продлить сроки эксплуатации стволов.

В настоящее время институтом разработан «Технологический регламент на закладочные работы Таштагольского рудника», включающий доставку компонентов смеси на закладочный комплекс, приготовление закладки, ее транспортировку и формирование закладочных камер, проведено техническое обследование комплекса зданий закладочного комплекса и т. п. работы.

Рисунок 4 – Разрез вкрест простирания Таштагольского месторождения с графиками сдвижения стволов

В результате вышеизложенного необходимо отметить, что на начальном этапе внедрения системы разработки с закладкой выработанного пространства из недр извлекаются запасы руды с повышенным на 11,0% содержанием железа, за счет чего, при существующих горно-геологических условиях отработки месторождения и ценовой политике в регионе, несмотря на повышение себестоимости на 33,5 рубля на 1 тонну добытой руды, себестоимость промышленного продукта Таштагольского филиала снижается: первичного - на 184 руб./т, вторичного - на 215 руб./т.

Список литературы

1. Цинкер Л.М. Научный и технический прогресс – основа совершенствования и промышленной безопасности горнорудных предприятий Росии. – Новокузнецк: 2009. – 376 с.

2. Технологический регламент на закладочные работы Таштагольского рудника; ВостНИГРИ, науч. рук. Цинкер Л.М., Смирнов С.М., 2011. – 103 с.

УДК 621.039.8

## ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОГО ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА ПОДЗЕМНЫХ ШАХТАХ СИБИРИ НА БАЗЕ КОМПЛЕКСНОГО РАДИАЦИОННОГО КОНТРОЛЯ ЕСТЕСТВЕННОЙ РАДИОАКТИВНОСТИ

***Цинкер Л.М., Волынер А.М .***
***ООО «ВостНИГРИ»***
***г. Новокузнецк***

Подземные горнодобывающие железорудные предприятия относятся к производствам, где возможно превышение дозовых нагрузок внешнего и внутреннего облучения за счет

природных ионизирующих излучений горного массива. С целью обеспечения и реализации требований Федерального закона «О радиационной безопасности» по ограничению облучения трудящихся за счет природных источников, требований НРБ-99/2009, ОСПОРБ-99[1÷3] и ЕПБ в шахтах Евразруды с 1991 года проводятся работы по оценке действующей системы обеспечения радиационной безопасности в условиях подземной отработки железорудных месторождений.

В соответствии с этими требованиями институтом ВостНИГРИ проводится оценка действующей системы обеспечения радиационной безопасности шахт, включающая в себя инструментальный радиационный контроль горных выработок, характеристику радиоактивного загрязнения окружающей среды, разработку рекомендаций и мероприятий по обеспечению радиационной безопасности.

Среди природных источников ионизирующего излучения, создающих около 70% суммарной дозы облучения организма человека от всех источников радиации, основная роль принадлежит радиоактивному радону и продуктам его распада. Радон поступает в воздушную среду производственных или жилых помещений из почвы и стройматериалов. Дозы облучения организма на 90-95% обусловлены вдыханием не самого радона, а короткоживущих дочерних продуктов распада изотопов полония-218, висмута-214 и свинца-214. Облучение, природными источниками излучения всех работников, включая персонал, не должно превышать 5 мЗв/год в производственных условиях.

Исследованиями периода 1991-2010 гг., проведенными институтом установлено, что присутствие продуктов дочернего распада (ДПР) радона, в тех или иных количествах, характерно для всех шахт ОАО «Евразруда» [4]. Из-за динамичного характера горных работ и нестабильности режима проветривания горизонтов шахт концентрация ДПР радона сильно варьирует во времени и в пространстве.

Несмотря на большое разнообразие технологических и горно-геологических условий подземной отработки железорудных месторождений, процесс формирования общерудничного дебита радона и ДПР имеет определенные закономерности. Анализ горно-геологических условий обследованных месторождений дает основание полагать, что величина эквивалентной равновесной объемной активности (ЭРОА) радона в горных выработках обусловлена вещественным составом вмещающих пород и состоянием тектонической нарушенности массива. Доля свободного радона, выносимого из массива, зависит главным образом, от степени трещиноватости массива, перепада барометрического давления воздуха между горными выработками, высоты рудного целика, а также пористости руд.

В пределах структуры геологического района выделено восемь порядков разрывных нарушений, определяющих ее сложное блоковое строение: нарушения, ограничивающие грабен-синклиналь; нарушения, разделяющие железорудные месторождения; нарушения, разделяющие группу рудных участков; нарушения, разделяющие рудные участки; нарушения, разделяющие рудные тела; нарушения, осложняющие морфологию рудных тел; нарушения, осложняющие внутреннее строение рудных тел и нарушения, определяющие элементарный блок в руде и породе. Основными с естественными коллекторами для радона служат последние четыре типа нарушений.

Анализ тектонической нарушенности Таштагольского и Шерегешевского месторождений до глубин 400 м и 300 м соответственно, показал, что качественные и количественные характеристики тектонической нарушенности рудного массива не претерпевают видимых изменений с понижением фронта добычных работ. Это можно объяснить только тем, что выделенные нарушения, ограничивающие структурные блоки, имеют глубокое заложение и формируют соподчиненное блочное строение рудной зоны месторождения на значительную глубину. Собственно естественная трещиноватость пород и руд, формирующая элементарный блок размером 0,1 до 1,5 м и более, соподчинена общей структурно-тектонической ситуации и четко контролируется дизъюнктивами. При взрыве рудного блока оживляется весь комплекс естественных коллекторов, образованных в результате динамических процессов

происходивших и происходящих в земной коре. За счет эманации и диффузионных свойств по естественным коллекторам (зонам тектонических нарушений и общей трещиноватости массива) радон поступает в атмосферу отработанного пространства, а за счет общешахтной депрессии и конвекции разносится по горным выработкам.

Установлено, что по естественным трещинам, за счет диффузии и конвекционных потоков радон может распространяться на сотни метров даже из тупиковых выработок. При всасывающем способе проветривания и высокой трещиноватости рудного массива источником радона становится весь массив, расположенный выше горизонта. В непроветриваемых выработках он может распространяться за счет диффузии на расстояния до 20÷30 м.

Процесс эсхаляции радона из отдельностей рудного массива (кусков отбитой руды) зависит от размера отдельностей, общей пористости руды, диаметра и конфигурации пор и капилляров, степени их открытости, температуры, коэффициентов диффузии радона в поровых водах и воздухе, коэффициентов адсорбции радона на стенках пор и капилляров. Значения всех этих факторов в значительной степени варьируют даже для руд, одинаковых по минералогическому составу, пористости и влажности. Этим объясняется широкий диапазон значений коэффициента эмалирования, характерный как для отдельных минералов, так и для руд. Наиболее высокие коэффициенты эмалирования характерны для вторичных минералов. Вмещающие породы, представленные интрузивными образованиями различного состава, степени переработки, и магнетитовые руды месторождений, характеризуются нормальным рассеянным содержанием радиоактивных элементов с локальными участками пород с повышенным, но рассеянным содержанием радиоактивных элементов. Участки с повышенным содержанием радиоактивных элементов тяготеют к зонам тектонической нарушенности массива и проявлениям дайкового комплекса. Небольшое ($<2*10^{-3}$) содержание радиоактивных элементов в породах обуславливает незначительное удельное радоновыделение в единицу объема горных выработок. Однако общая обнаженная поверхность капитальных и подготовительных выработок составляет сотни тысяч квадратных метров, поэтому общий дебит радона может достигать значительных величин (до 10% общерудничного). В районах характеризующихся повышенной трещиноватостью и развитием тектонических зон концентрация ДПР радона в выработки возрастает.

Другой важной особенностью формирования дебита радона является то, что радон выносится из массива преимущественно фильтрационными, а из отработанных участков - конвекционными потоками воздуха. Для снижения дебита радона в действующих выработках схема вентиляции должна быть организована таким образом, чтобы направить эти потоки непосредственно в исходящую вентиляционную струю.

Исследованиями, проведенными институтом ВостНИГРИ в железорудных шахтах Сибири, установлено, что основными источниками повышенных концентраций ЭРОА радона в шахтах являются:

− в районах добычных участков рудный массив изрезанный горными выработками и скважинами. Обычно трещиноватость рудного массива значительно усиливается за счет вторичного трещинообразования при ведении взрывных работ и раскрытии трещин при подработке массива выработками. Поэтому доля свободного радона, выделяющегося из добычных блоков, редко бывает меньше 10% и составляет в среднем 20÷40%;

− существенно увеличивают радоновыделение из массива разведочные и взрывные скважины. Для снижения дебита радона из скважин следует ограничивать их общее количество, а также тампонировать устья уже имеющихся (особенно если они соединяют горные выработки);

− значительным источником радона является отбитая и замагазирванная руда. Средний размер куска отбитой руды, обычно, не превышает 10÷15 см, а коэффициент диффузии радона в куске, как правило, не менее $1*10^{-6}$ см$^2$/с при коэффициенте эманации 0,2. При таких условиях из куска выделяется не менее 50% свободного радона;

− роль зоны обрушения как источника радона определяется способом проветривания. При нагнетательном проветривании основная часть дебита радона и зоны обрушения поступает непосредственно на поверхность, а также на верхние, уже отработанные горизонты рудника;

− выработки, потерявшие производственное значение (отработанные участки, геологоразведочный выработки и т.п.) также являются значимым, а при определенных условиях - основным источником радона. Если недействующая выработка (или комплекс выработок) имеют, как минимум две сбойки с действующими участками, то радон может выноситься с потоком воздуха в районы действующих выработок.

Радон может выноситься и из тупиковых непроветриваемых горных выработок за счет конвекционных потоков воздуха, даже если протяженность последних превышает сотни метров. Время выноса составляет не более нескольких часов и большая часть радона, не успевая распасться, выносится из таких выработок в основные капитальные выработки шахты. Инструментальные исследования и анализ типов выработок показали, что для шахт Таштагольского, Горно-Шорского и Казского филиалов ОАО «Евразруда» источником (зоной повышенных концентраций ЭРОА радона) являются выработки вентиляционные и тупиковые или выработки в различной стадии проходки (забои), выработки с последовательным проветриванием, кольцевые, выработки добычных и отработанных участков.

Шахтные воды также являются стабильным источником радона. Для объяснения причин происхождения подземных вод с повышенными содержаниями радона, заведомо не связанных с рудными концентрациями урана и радия, допускается наличие в породах вторичных концентраций радия, образующихся вследствие выпадения радия из водных растворов в результате процессов адсорбции (в тектонических, милонитизированных зонах, в трещинах, заполненных глинистым материалом, в карбонатных отложениях и железисто-марганцевых отложениях). При этом радий, накапливаясь на стенках водопроводящих трещин карбонатных отложений, образует интенсивно эманирующие коллекторы, обуславливающие обогащение вод радоном. При выпадении из углекислых вод карбонатных или железисто-марганцевых осадков в большинстве случаев в осадок вовлекается в результате процессов соосаждения и находящийся в воде даже в ничтожных концентрациях радий. Естественно, что такого типа отложения обладают весьма значительной эманирующей способностью. Например, на горизонте +255 м Шерегешевского месторождения в районе мощной тектонической зоны на контакте с карбонатными образованиями рудных тел концентрация радона в выработке составила 12 эман.

Институтом разработаны рекомендации по стабилизации радиационного фактора в условиях подземной отработки железорудных месторождений. Основные принципы радиационной защиты реализуются следующим образом - оправданность практической деятельности здесь не вызывает сомнений, вместе с тем, в отдельных случаях неоправданные дозовые нагрузки имеют место. Например, при размещении под землей посторонних объектов, непосредственно не связанных с добычей руды (различного рода мастерских, бытовок и т.п.). Сюда же можно отнести посещение недействующих выработок и вентиляционных, производство работ при отключенных вентиляторах.

Непревышение дозовых пределов для отдельных лиц гарантирует каждому шахтеру приемлемый уровень индивидуального радиационного риска. Действующими нормативными документами установлены пределы эквивалентной дозы и на основании этих пределов рассчитаны предельно допустимые годовые дозы, а также производные пределы: допустимая мощность дозы гамма-излучения и объемная активность радионуклидов в зоны дыхания. Значения основных радиационных факторов рассчитываются в институте ВостНИГРИ для каждого рудника ОАО «Евразруда» после проведения соответствующих инструментальных наблюдений. Инструментальные наблюдения проводятся ежегодно с применением монитора радона «Ramon», позволяющего анализировать спектр α-излучения и определять объемную активность ДПР радона и торона в воздухе с чувствительностью до 4 Бк/м$^3$.

Инструментальные наблюдения и исследования проводятся на базе специализированной лаборатории радиационного контроля имеющейся в составе института «ВостНИГРИ» и аккредитованной в системе аккредитации лабораторий Радиационного контроля (САРК) Госстандарта России. Лаборатория РК зарегистрирована в Государственном реестре под № CARK RU. 441631-2003. На основе многолетнего мониторинга институтом предложены способы снижения воздействия радиационного фактора в подземных горных выработках шахт, разрабатываются рекомендации и противорадиационные мероприятия, обеспечивающие радиационную безопасность трудящихся.

Мониторинг показывает, что изменение уровня активности радона в горных выработках шахт может быть вызвано сезонными колебаниями, динамикой горных работ и рядом других факторов. Уровень концентраций продуктов распада радона может сильно варьировать в зависимости от характера водопритока в шахту, типа пород и руд, региональной тектоники и местной трещиноватости массива. Изменение горно-геологических условий, проходка выработок или отработка добычных блоков могут в значительной мере усугубить 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, все это способствует эсхаляции радона в отработанное пространство и накапливанию продуктов дочернего распада в воздухе рабочей зоны. Шахтная вентиляция не в силах решить задачи доставки чистого воздуха в тупиковые или плохо проветриваемые выработки и участки. Увеличение объемов подачи воздуха и, соответственно, его скорости может вызвать эффект притока радона из массива за счет перепада давлений, а также разнос радона за счет общешахтной диффузии. Для контроля над этими процессами предложены специальные мероприятия, обеспечивающие регулировку системы вентиляции горных выработок. Кроме того, особенности вещественного состава рудной зоны месторождений обусловливают наличие участков с повышенным естественным гамма-фоном за счет естественных радионуклидов как в самой шахте, так и в местах складирования породных отходов. Для разработки такого рода мероприятий необходимо решать следующие задачи:

− периодический контроль уровня естественного гамма-излучения массива в горных выработках на горизонтах шахты;

− измерение и оценка ЭРОА радона с учетом изменчивости горно-геологических, технологических параметров и вентиляционных процессов на горизонтах шахты при развитии горных работ.

Для шахты Горно-Шорского филиала установлено, что в капитальных выработках добычных горизонтов уровни ЭРОА радона, как правило, соответствуют нормативным. Для выработок данного порядка (полевые штреки, квершлаги и орты) не требуется проведения специализированных противорадиационных мероприятий. Поддержание вентиляции в состоянии соответствующем проектному обеспечивает на добычных горизонтах шахты допустимые уровни дозовых нагрузок. Повышенные концентрации радона на горизонтах шахты фиксируются при проходке выработок – в забоях, а также в плохо проветриваемых нерабочих выработках, выработках добычных блоков и в районах отработанных участков рудной зоны. При организации проходческих или других видов горных работ в эти выработки необходимо подавать свежий воздух за счет перераспределения вентиляционной струи или за счет вентиляторов местного проветривания (ВМП). Необходимо подавать свежий воздух в выработки подэтажей при проходке и подготовке блоков. При проведении работ на буровых горизонтах следует использовать средства для дополнительной вентиляции и индивидуальной защиты (респираторы типа «лепесток»). Располагать различного рода «бытовки» и «слесарки» в изолированных тупиковых выработках, забоях, заходках без организации обеспечения соответствующего проветривания не рекомендуется.

Рекомендуется при проектировании горных работ в добычных районах закладывать превентивные противорадиационные мероприятия, такие, как опережающие вентиляцион-

ные выработки и восстающие, воздухопроводы и ВМП для буровых подэтажей. При организации долговременных работ в районах добычных участков возможно предусматривать схему вентиляции добычного орта за счет свежей вентиляционной струи, например, путем установки перед этой выработкой вентиляционной перемычки. Однако, при формировании данной схемы вентиляции необходимо предусматривать последствия ухудшения проветривания сопряженных участков и, соответственно, не организовывать там долговременных горных работ - используя фактор защиты временем, либо осуществлять мероприятия с применением вентиляторов.

Наблюдения, проводимые ВостНИГРИ в шахте Таштагольского филиала, показывают, что природа эманации радона в горные выработки шахты также подвержена значительным колебаниям. Уровень концентраций продуктов распада радона может сильно варьировать в зависимости типа пород и руд, характера водопритока в шахту, региональной тектоники и местной трещиноватости массива. 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. Обще шахтная вентиляция не всегда решает задачи доставки чистого воздуха в тупиковые или плохо проветриваемые выработки и участки. В тоже время, увеличение объемов подачи воздуха и, соответственно, его скорости может вызвать эффект увеличения притока радона из массива за счет перепада давлений, а также разнос радона за счет общешахтной диффузии из «грязных» выработок в сопряженные орты, полевые штреки и квершлаги.

Соответственно, 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 проведение горных работ при отключенных вентиляторах и подачи воздуха из загрязненных близ лежащих выработок.

Институт ВостНИГРИ используя накопленный опыт, внедряет комплекс защитных мероприятий на шахтах Сибири, включающий рекомендации по повышению эффективности использования вентиляции:

- уменьшение утечек воздуха в поверхностном комплексе обеспечивается дополнительной герметизацией надшахтного здания и вентиляторной установки путем устройства шлюзов, заделки щелей, набойки резиновых накладок по периметру, ляд и т.п. Эти работы обычно не требуют значительных затрат, приводят дополнительно к увеличению КПД вентиляторной установки;
- уменьшения аэродинамического сопротивления в вентиляционной сети - достигается путем проходки дополнительных воздухо-подающих выработок или расширения поперечного сечения имеющихся за счет уменьшения местных сопротивлений, а также путем установки дополнительных участковых вентиляторов на критических (по депрессии) путях движения воздуха по сети горных выработок;
- рациональное воздухораспределение - осуществляется на практике путем устройства вентиляционных дверей и перемычек, регулируемых вентиляционных окон, а также путем увеличения поперечного сечения отдельных выработок и применения участковых и местных вентиляторов;
- уменьшение внутришахтных утечек чистого воздуха - приводит к улучшению воздухораспределения. Устранить утечки через неплотности вентиляционных дверей и трубопроводов ВМП сравнительно несложно и практически всегда экономически целесообразно;

– повышение эффективности использования воздуха - в трудно проветриваемых выработках позволяет существенно уменьшить среднюю величину ЭРОА и одновременно снизить воздухопотребность.

Для улучшения использования воздуха необходимо:

– производить разводку воздуха в камерообразных и тупиковых выработках по трубопроводам с помощью ВМП;

– в проходческих выработках располагать конец воздухопровода возможно ближе к забою, исключить рециркуляцию воздуха, уменьшать утечки воздуха в трубопроводах.

Мероприятия по уменьшению дебита радона:

– изоляция участков, потерявших производственное значение - является обязательным условием обеспечения радиационной безопасности в руднике. Дебит радона из этих участков в действующие выработки достигает иногда 80% общерудничного дебита. Поэтому перемычки следует устанавливать в устье всех выработок, аэродинамически связанных с отработанными участками, а также в устье всех тупиковых выработок длинной более 20 м. При наличии между изолируемой и действующей выработками перепада давления воздуха необходима тщательная герметизация перемычек, которая достигается нанесением торкрет-бетона толщиной более 5 см или битумно-латексной эмульсии. Если породы в месте устройства перемычки сильно трещиноваты, то требуется устройство ручного вруба или нанесение газо-изолирующих покрытий на примыкающую к перемычке поверхность горной выработки. Если перемычиваемый участок не является зоной пониженного давления по отношению к действующим выработкам, требования герметичности перемычки очень высоки: утечки воздуха не должны превышать нескольких метров в секунду. Основным требованием к капитальным перемычкам является сохранение их герметичности под воздействием горного давления и ударных волн от взрывных работ. Иногда для этого применяются перемычки из шлакоблока. Для изоляции тупиковых выработок используются легкие деревянные вентиляционные перемычки, исключающие конвекционные потоки воздуха;

– создание пониженного давления воздуха в недействующих горных выработках предотвращает поступление из них радона и позволяет существенно снизить требование к герметичности перемычек. Наиболее простой способ реализации этого средства защиты – соединение не действующих горных выработок между собой и с поверхностью (или с воздухо-выдающими выработками) сбойками, кроссингами и вентиляционными скважинами. При необходимости устанавливаются всасывающие вентиляторы;

– уменьшение радоновыделения из шахтных вод необходимо при вскрытии и подготовки новых участков и горизонтов, что достигается ограничением водопритока в воздухоподающие выработки опережающим дренированием водоносных горизонтов.

При возникновении ситуации, когда снижение активности радона до норматива на отдельных участках рудника невозможно или экономически нецелесообразно (например, в горных выработках, посещаемых эпизодически или руддворах), применяются средства индивидуальной защиты:

– защита временем - заключается в таком управлении маршрутами передвижения персонала и чередовании рабочих мест, чтобы индивидуальные экспозиции не превысили установленных пределов;

– легкие фильтрующие респираторы отличаются небольшим сопротивлением дыханию, и применяется повсеместно. Фильтрующие полотно этих респираторов задерживает до 98% радиоактивных аэрозолей, однако, фактическая их эффективность составляет 75÷85%;

– индивидуальное воздухоснабжение - осуществляется путем подвода чистого воздуха непосредственно на рабочее место. Это позволяет организовать защиту лиц, имеющих хорошо локализированное рабочее место в течение значительной части смены.

Влияние различных мероприятий на радиационную обстановку в шахте в общем случае не является независимым. Например, при изменении распределения воздуха по сети выработок могут измениться одновременно как топология источников, так и характер распре-

деления рабочих мест в общешахтной вентиляционной сети. В то же время мероприятия существенно различаются по затратам, технико-экономическому эффекту и срокам осуществления. Поэтому при выборе комплекса мероприятий по снижению воздухопотребности предлагается оценивать их последовательно, начиная с самых экономичных и быстрореализуемых.

Список литературы

1. Федеральный закон РФ «О радиационной безопасности населения» № 116-ФЗ от 21.07.1997.

2. Ионизирующее излучение и радиационная безопасность. Нормы радиационной безопасности: НРБ-99/ Минздрав России. Введ. 2.07.99: Госкомсанэпиднадзор - М, 1999. – 116 с.

3. Основные санитарные правила обеспечения радиационной безопасности: ОСПОРБ-99.СП 2.6.1.799-99 /Минздрав России-М, 2000. - 98 с.

4. Исследование и контроль естественной радиоактивности в условиях подземной и открытой отработки железорудных месторождений юга Западной Сибири: Отчет о НИР (заключительный) / ВостНИГРИ; научн. рук. Цинкер Л.М.; исполн.: Волынер А.М. и др. – Новокузнецк, 1991-2010. – 75 с.

УДК 622.271

## ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ «МУРЗИНСКОЕ-1» В КРАСНОЩЕКОВСКОМ РАЙОНЕ АЛТАЙСКОГО КРАЯ

***[1]Цинкер Л.М., [1]С.М. Смирнов, [2]В.Е. Чепуров, [2]Е.В. Чепуров***
***1 - ООО ВостНИГРИ, г. Новокузнецк***
***2 - ООО «Артель старателей «Поиск»***
***п. Краснощеково, Алтайский край***

Месторождение «Мурзинское-1» расположено в Краснощёковском районе Алтайского края в 10 км от райцентра Краснощеково, разрабатывается ООО «Артель старателей «Поиск». Начиная с 18 века до середины прошлого столетия разведочные и горные работы на месторождении Мурзинское-1, велись эпизодически, в небольших объемах и незначительной глубине. На первом этапе освоения месторождения отрабатывались в основном медноскарновые руды с попутным извлечением золота и серебра, в последующие годы эксплуатировались делювиальные золотосодержащие россыпи. В 1950г. проведена разведка и начата отработка золотокварцевых коренных руд, выявлена золотоносная кора выветривания.

На рисунке 1 показаны основные объекты предприятия: карьер и отвал вскрышных пород, ремонтная база, жилой поселок, участок кучного выщелачивания, транспортные коммуникации, сети инженерно-технического обеспечения.

Балансовые запасы руды и золота месторождения Мурзинское – 1 в контуре карьера отработки утверждены при объемной массе руды 1,81 т/м$^3$ в следующих количествах, распределенных по категориям – таблица 1.

Забалансовые запасы руд и полезных компонентов, подсчитанные вне границ карьера отработки месторождения приведены в таблице 2.

В геологическом строении месторождения принимают участие, главным образом, осадочные и в небольшом объеме вулканогенные отложения кембрия-ордовика, силура и девона, породы усть-беловского интрузивного и куяганского субвулканического комплексов, а также рыхлые отложения мезо-кайнозойского возраста.

Рисунок 1- Основные объекты ООО «Артель старателей «Поиск»

Таблица 1 - Балансовые запасы месторождения

| Категория запасов | Руда, т | Содержание золота, г/т | Запасы золота, кг |
|---|---|---|---|
| Запасы в границах карьера отработки | | | |
| Категория $C_1$ | 1667929 | 1,74 | 2902 |
| Категория $C_2$ | 1207075 | 1,29 | 1484 |
| Категория $C_1 + C_2$ | 2875004 | 1,53 | 4386 |

Таблица 2 - Забалансовые запасы месторождения

| Категория запасов | Руда, т | Содержание золота, г/т | Запасы золота, кг |
|---|---|---|---|
| Запасы за контуром карьера отработки | | | |
| Категория $C_2$ | 413246 | 1,29 | 533 |

Рудная кора выветривания изучена по простиранию на 1400м, по падению на 79-115м от поверхности. Выделено 13 рудных тел со сложной морфологией. Мощность рудных тел от 1,5м до 30м, которые прослеживаются в северо-западном направлении от 55м до 909м. В разрезе рудные тела имеют форму линз, выклинивающихся с глубиной. Распространение выявленных рудных тел на глубину ограничено гор.+230м, глубина залегания от поверхности - до 115м, размеры по падению изменяются от 79м до 115м, ниже горизонта +300м отдельные рудные тела выклиниваются. Внутреннее строение рудных тел сложное, обусловленное разной степенью изменения глин и интенсивностью минерализации. Содержание кондиционного золота по отдельным пересечениям изменяется от 0,5 г/т до 4,4 г/т, прослои пустых пород внутри рудных тел изменяются от 0,5-1м до 1,5-2м.

Мурзинское рудное поле, к которому относится месторождение Мурзинское-1 приурочено к сложному тектоническому узлу, выраженному в сочетании разломов различного направления, осложненных структурами низших порядков. Углы падения разломов 45º-80º, смещения в плане достигают 25-50м. При отработке месторождения установлены зоны трещиноватости и дробления пород в местах пересечения разломов. Золоторудное месторождение Мурзинское-1 по сложности геологического строения отнесено к третьей группе с характерной изменчивой мощностью рудных тел, неравномерным оруденением, сложной тектоникой. Руды представлены одним технологическим типом и характеризуются как коры химического выветривания по золотосульфидно-кварцевому оруденению первично осадочных пород.

Промышленную ценность в рудах месторождения представляет золото. Серебро, по технологии кучного выщелачивания не извлекается. Среднее содержание золота в указанных пробах составляет 1,54 г/т. Средневзвешенная пробность золота 934. Золото весьма тонкое - около 80% класса минус 0,1мм. Руда характеризуется высоким содержанием глинозема (17-21 %) и оксида марганца (1,6- 2,45 %).

Руды перерабатываются по следующей схеме:

- дробильно-сортировочная рудоподготовка с получением и окомкованием фракции 0-40мм;
- кучное выщелачивание;
- сорбция на активированный уголь из цианистых растворов и десорбция драгметаллов с осаждением электролизом.

Основные показатели переработки: сквозное извлечение золота - 69,0 %, содержание в хвостах золота - 0,45 г/т. Инженерно-геологическая характеристика горных пород приведена в таблице 3.

В соответствии с горнотехническими особенностями месторождения при отработке приняты следующие основные принципиальные решения [1]:

- рудные тела и выветрелые породы разрабатываются без предварительного рыхления, трещиноватые скарны перед экскавацией требуют дробления накладными или шпуровыми зарядами ВВ;
- скальные массивы горных пород восточной части карьера разрабатываются буровзрывным способом;
- основные параметры карьера при бортовом содержании 0,5 г/т равны: длина (средняя) - 1140м, ширина (средняя) - 195м, глубина (средняя) - 70м. В контур отработки включены 93 % разведанных запасов;

− в южной части месторождения нижний горизонт отработки +230м, в центральной +250м, в северо-западной +290м;

− устойчивый угол борта при максимальной глубине карьера 90,0м по лежачему боку составил - 48°, по висячему - 52°;

− вскрышные породы транспортируются во внешний отвал, расположенный непосредственно рядом с карьером с западной стороны, почвенно-растительный слой складируется с восточной стороны карьера. Используемые земли под отвалы малопригодны.

Таблица 3 - Инженерно-геологическая характеристика пород

| Наименование | Ед. изм. | Выветрелые метаморфические породы (лежачий бок) | Трещиноватые скарны (висячий бок) | Рудное тело |
|---|---|---|---|---|
| Коэффициент разрыхления | | 1,4 | 1,4 | 1,4 |
| Категория пород по трудности экскавации | кат. | III | III | III |
| Категория пород по трудности разработки бульдозерами | кат. | III | III | III |
| Угол естественного откоса | кат. | 48 | 52 | 60 |
| Буримость | кат. | - | IX | - |
| Взрываемость | кат. | - | VI | - |

Карьер по добыче золота является средним предприятием с годовой производительностью до 500 тыс. т руды. Отработка месторождения, ведется с южного фланга, что позволяет использовать технические средства с максимальной эффективностью. Погрузка руды производится при помощи экскаваторов ЭО-5225, ЭО-4225, САТ-330. Транспортировка руды осуществляется автосамосвалами КрАЗ-65055, КАМАЗ-5511, КрАЗ-256. На вспомогательных работах задействованы бульдозеры Т-170, Б-10.

Взрывные работы выполняются по проектам массовых взрывов специализированной организацией. Нарезка технологических блоков для выполнения взрывной отбойки производится из расчета 10 тонн взрывчатых материалов на один массовый взрыв. Первичное взрывание выполняется методом скважинных зарядов, глубина бурения – 10м (при отработке подуступами – 5м), угол наклона скважин – 75-90° к горизонту, конструкция заряда с забойкой – сплошная. Для производства взрывных работ используются допущенные Ростехнадзором к применению на территории РФ взрывчатые материалы – гранулиты типа УП-1 и НП (для взрывания сухих скважин), сибириты типа 1200 и ПСМ-7500, эмульсолиты типа П и А-20 (для взрывания обводненных скважин). Оборудование – специальные зарядные машины типа СЗМ-8 и МЗ-3Б, электродетонаторы типа ЭДКЗ-0-ПКМ и ЭД-1-18-Т, прибор КВП-1/100М и машинка подрывная конденсаторная КПМ-3. Встречающиеся в зонах выветривания негабаритные отдельности, которые не разрушаются взрывной отбойкой, разделываются шпуровыми зарядами при вторичном взрывании.

Расположение отвала вскрыши выбрано с учётом необходимости рекультивации поверхности, нарушенной в результате работ на западном фланге. Отвал двухярусный, шириной до 330м, высотой до 40м в южной части отвала. Вместимость отвала рыхлой вскрыши 5900,0 тыс.м³. Выбранное расположение отвала вскрышных пород позволяет резко сократить объёмы транспортирования горной массы при эксплуатации карьера и перемещении горной массы при рекультивационных работах. При формировании отвала вскрышных пород при-

няты расчетные углы откосов ярусов и отвалов, выполненные в соответствии с методическими указаниями [2]: угол откосов ярусов и отвала восточного и южного борта - 33°, западного и северного борта - 37°.

Карьер отрабатывается 12-ю уступами. Высота уступа принимается 10м, подуступа – 5м, что позволяет использовать для отработки имеющееся технологическое оборудование. Карьер нагорно-заглубленного типа при сплошной, продольной, двубортовой системе разработки. Развитие фронта горных работ производится в северо-западном направлении. Вскрытие горизонтов месторождения осуществляется траншеями, закладываемыми на отметках рабочих горизонтов.

В процессе добычных и транспортных работ учитываются следующие виды потерь и разубоживания:

- в процессе отработки рудных тел на контактах с вмещающими породами;
- в процессе погрузки в автотранспорт;
- потери при транспортировке полезного ископаемого, складировании руды и технологическом перемещении руды.

В результате расчетов при бортовом значении золота 0,5 г/т получены следующие показатели: потери 6,21%; разубоживание 5,92%.

Основные технологические решения, принятые при отработке бортов карьера:

- высота уступа на погашение – 10,0м (сдвоенные уступы по 5,0 м);
- на отдельных участках горизонта +340м применяются строенные подуступы по 5м от общей высоты уступа;
- ширина бермы безопасности между сдвоенными уступами – 4,0м;
- ширина транспортного съезда – 12,0м;
- уклон съезда – 0,08;
- ширина рабочих площадок: на выветрелых породах 20 – 25м, на скальных породах 35 – 40м.

Углы откосов уступов приняты по рекомендациям НТП "Гипроцветмет" и "Методическим указаниям по определению углов бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров" ВНИМИ [2]:

- для выветрелых метаморфических пород (алевролиты) 55 ÷ 60º;
- для трещиноватых скарнов 60 ÷ 65º;
- конструктивный угол наклона бортов отстроенного карьера при данных параметрах составил по лежачему боку 29 ÷ 36º, по висячему боку 42 ÷ 45º.

Полученные углы бортов карьера проверены расчетом на устойчивость, и принимая во внимание повышенную сейсмичность района (8 баллов по шкале MSK-64), в расчетах принят коэффициент запаса, равный 1,3.

В результате расчета устойчивый угол борта при максимальной глубине карьера 90,0м по лежачему боку составил - 48º , по висячему боку – 52º. Принятые конструктивные углы наклона бортов обеспечивают надежность и устойчивость. Расчет устойчивости выполнен двумя методами: алгебраического сложения сил и векторного сложения сил (многоугольника сил) – рисунки 2 и 3.

В результате расчета устойчивости бортов карьера с коэффициентом запаса устойчивости n = 1,3 установлено устойчивое состояние бортов карьера в конечном положении.

В заключение необходимо отметить, что ООО «Артель старателей «Поиск» является ведущим предприятием по добыче золота в Алтайском крае. Дальнейшее эффективное ведение добычных работ помогает решать социальные и экономические задачи Краснощековского района Алтайского края. Технологические решения, принятые при отработке золоторудного месторождения Мурзинское-1 обеспечили безопасную и эффективную отработку руды в сложных горно-геологических условиях.

Рисунок 2 - Схема построения призмы возможного обрушения борта карьера и расчета методом многоугольника сил

Рисунок 3 - Схема построения призмы возможного обрушения борта карьера и расчета методом алгебраического сложения сил

Список литературы

1. Проект отработки Мурзинское-1 золоторудного месторождения в Краснощековском районе Алтайского края, Новокузнецк, ВостНИГРИ, 2011г.

2. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров / ВНИМИ. – Л.: 1972. – 165 с.

УДК 622.458

# СИСТЕМА ИСКУССТВЕННОЙ ВЕНТИЛЯЦИИ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ РАЗРЕЗА

***Каширин А.В., Криволапов В.Г.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

В настоящее время для открытых горных работ характерно быстрое развитие крупных карьеров и разрезов. С увеличением глубины разработок обостряются вопросы проветривания рабочего пространства, особенно это заметно в штиль. Особенно это актуально для Южной Сибири, в зоне действия Сибирского антициклона. Сибирский (азиатский) антициклон область высокого атмосферного давления с центром над Южной Сибирью и Монголией, проявляется главным образом зимой. Азиатский антициклон держится в среднем с октября по март, с ним связано преобладание ясной холодной малоснежной зимы. В донной части разреза происходит накопление вредных веществ до таких концентраций, что приходится останавливать работы. Естественная вентиляция не может обеспечить разбавление вредностей на рабочих местах. Для решения этой проблемы необходимы методы искусственной вентиляции, которые способны возобновлять и усиливать воздухообмен.

Одним из эффективных способов проветривания карьеров является искусственная вентиляция на основе применения мобильных систем с гибкими трубопроводами. Для использования гибкого трубопровода в целях проветривания карьера один из его концов соединяют через переходный элемент с вентиляторной установкой, а другой крепят к поворотному кольцу жесткого патрубка размещаемого на самоходной гусеничной или пневмоколесной тележке. Мобильность системе можно придать размещением вентиляторной установки на самоходном шасси совместно с пылеуловителем, а также изменяющейся длиной гибкого трубопровода. Возможности такой системы посчитаны на примере Талдинского разреза. Расчет произведен в программе «Вентиляция 1.0» (регистрация № 2003612542 от 21.11.2003, разрешение Гостехнадзора Ас0435/290 от 30.03.2004).

Схема трубопровода приведена на рисунке 1.

Рисунок 1 – Схема расположения трубопровода в разрезе

Трубопровод состоит 19 секций по 16,45 м длиной [1]. Общая длина составляет 313 м. Внутренний диаметр трубопровода принят 2,0 м.

Удельное аэродинамическое сопротивление на 1 м рассчитано по формуле

$$\frac{\alpha PL}{S^3},$$

где α- коэффициент аэродинамического сопротивления, 0,001, Н□ $с^2/м^4$; Р – периметр трубопровода, 6,3 м; L – длина секции гибкого трубопровода, 1 м; S – сечение гибкого трубопровода, 3,1 $м^2$.

$$\frac{0{,}001 \cdot 6{,}3 \cdot 1}{3{,}1^3} = 0{,}0002114, k\mu$$

Вентилятор главного проветривания принят В0Д-21.

Количество отсасываемых вредностей с осаждением в фильтре твердых примесей составит 62 м$^3$/с или 3720 м$^3$/мин.

Объем рабочей зоны, проветриваемой по рециркуляционной схеме, или вообще не проветриваемой в штиль составляет примерно 1350000 м$^3$.

Полное замещение объема за счёт искусственной вентиляции происходит за 6 часов.

Список литературы

1. Морин А.С. Основы проектирования карьерных вентиляционных систем с гибкими плавучими трубопроводами\\Безопасность труда в промышленности. - 2003. - №10. – с.31-34.

УДК 622.831.325.3

## ОЦЕНКА ФАКТИЧЕСКИХ И ПРОЕКТНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДЕГАЗАЦИИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

***Сенкус Вал. В., Криволапов В.Г., Фрянов В.Н.***
***Сибирский государственный индустриальный университет***
***г. Новокузнецк***

В настоящее время в угольной промышленности повышается внимание к дегазации угольных шахт, что обусловлено выявлением процессов миграции метана, глубины ведения горных работ, нарушенностью углепородного массива. Ужесточены требования промышленной безопасности после аварий на шахтах «Есаульская», «Тайжина», «Ульяновская», «Юбилейная», «Распадская» в Кузбассе и др., которые привели к катастрофическим последствиям для предприятий, длительным периодам их восстановления.

На особую важность решения проблем дегазации пластов указывает законодательная инициатива государства [1], а так же перевод затрат на дегазацию шахтных полей в категорию инвестиций, направленных на добычу и использование шахтного метана.

По результатам анализа загазированности горных выработок установлено влияние следующих факторов на эффективность дегазации: способ дегазации, схема расположения дегазационных скважин, параметры дегазационного газопровода, а так же тип дегазационных вакуум-насосов и их напорные характеристики.

Основополагающим документом по разработке проектов дегазации шахт являются «Методические рекомендации о порядке дегазации угольных шахт» [2] (далее «Методические рекомендации …»). Анализ «Методических рекомендаций …» в части выбора вакуум-насосов показал недостаточную достоверность представленной информации, представленной в виде графиков рабочих характеристик вакуум-насосов.

Аэродинамические характеристики типовых вакуум-насосов из «Методических рекомендации …» [2] и характеристики аналогичных вакуум-асосов (ВВН-50, ВВН-150) по данным завода изготовителя [3] показаны на рисунке 1. Из рисунка видно, что существуют значительные различия между характеристиками типовых вакуум-насосов и реально существующими стационарными установками.

Недостаточная достоверность характеристик вакуум-насосов, представленных в [2], и их несоответствие заводским параметрам не позволяет использовать насосы при проектировании дегазационных сетей. В качестве альтернативы вакуум насосам отечественного производства на рисунке 2 представлены аэродинамические характеристика насосов RKR Gebläse und Verdichter GmbH [4].

Рисунок 1 – Аэродинамические характеристики вакуум-насосов

Рисунок 2 - Аэродинамические характеристики вакуум-насосов Gebläse und Verdichter GmbH [4]

Проведен анализ проектов дегазации шахт «Антоновская», «Тайбинская», «Коксовая», «Ерунаковская-VIII», «Котинская», «Юбилейная». Из проектов по каждой шахте был выбран выемочный столб или пласт, и рассмотрены следующие параметры: расход метановоздушной смеси и давления газа на выходе из подземного газопровода. По «Методическим рекомендациям …» и характеристикам заводов изготовителей были выбраны отечественные и зарубежные вакуум-насосы, обеспечивающие необходимые параметры, представленные в таблице 1.

Анализ таблицы 1 показал, что существующие вакуум-насосы отечественного производства эффективны при расходе смеси в дегазационном трубопроводе до 50 м$^3$/мин.

Таблица 1 – Результаты выбора вакуум-насосов

| Шахта | Характеристики сети дегазационного трубопровода | | Тип установки, соответствующий «Методическим рекомендациям …» | Тип установки, соответствующий по аэродинамическим характеристикам заводов изготовителей |
|---|---|---|---|---|
| | расход смеси (Q), м3/мин (м3/час) | давление (P), мм рт.ст. (мбар) | | |
| Антоновская, выемочный столб 26-21 | 74,75 (4485) | 527 (700) | Насос с производительностью 150 м$^3$/мин | F 90-54/R 250 |
| Тайбинская, пласт VI Внутренний | 114,3 (6856) | 578 (767) | Насос с производительностью 150 м$^3$/мин | F 150-78/R 300 |
| Коксовая, выемочный столб 0-4-4 бис | 42,5 (2552) | 518 (688) | Насос с производительностью 50 м$^3$/мин | ВВН-50<br>F 60-30/R 200 |
| Ерунаковская-VIII, выемочный столб 48-4 | 80,8 (4845) | 510 (677) | Насос с производительностью 150 м$^3$/мин | F 90-54/R 250 |
| Котинская, выемочный столб 5203 | 23,3 (1398) | 500 (664) | Насос с производительностью 50 м$^3$/мин | ВВН-50<br>F 60-30/R 200 |
| Юбилейная, выемочный столб 15-01 | 89,6 (5377) | 490 (651) | Насос с производительностью 150 м$^3$/мин | F 150-78/R 300 |

На выемочных участках необходимо выделять зоны повышенной метаноносности вблизи тектонических нарушений, что не учитывается в большенстве проектов и требует наличия резерва у дегазационных установок по расходу смеси.

Из вышесказанного следует:

1. Выбор вакуум-насоса по характеристикам, не соответствующим заводским, снижает эффективности элемента технологической схемы шахты «Дегазация», т.е. этот элемент является узким местом технологической схемы, что приведет к ухудшению условий проветривания очистных и подготовительных забоев, сокращению темпов подвигания очистных и подготовительных забоев, уменьшению уровня промышленной безопасности и, как следствие, к повышению риска возникновения инцидента и аварии.

2. На выемочных участках необходимо выделять зоны повышенной метаноносности, что следует учитывать при выборе вакуум-насоса. Резерв при использовании насосов ВВН может быть достигнут установкой еще одного агрегата, а при применении насосов Gebläse und Verdichter Gmb за счет возможности регулирования режима работы установки.

3. Вакуум-насосы отечественного производства не отвечают современным требованиям по эффективности дегазации угольных пластов, поэтому важной задачей является разработка и научное обоснование критериев и технологических требований для создания новых вакуум-насосов.

*Статья опубликована в рамках Федеральной целевой программы: «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009-2013годы», госконтракты номер П 195 и П 41, на 2010-2011 годы и 186Д на 2010-2012годы.*

Список литературы

1. Федеральный закон Российской Федерации "О внесении изменений в статьи 1 и 14 Федерального закона "О государственном регулировании в области добычи и использования угля, об особенностях социальной защиты работников организаций угольной промышленности" и отдельные законодательные акты Российской Федерации": от 26 июля 2010г. № 186-ФЗ // Рос. газ. – 2010. – 28 июля.

2. Методические рекомендации о порядке дегазации угольных шахт (РД-15-09-2006) / Кол. авт. – М.: ОАО «НТЦ «Промышленная безопасность», 2007 -255с.

3. ОАО «Сумское НПО им.М.В.Фрунзе». – 2011 [Электронный ресурс]. – URL:http://www.frunze.com.ua/index.php?option=com_content&view=article&id=152&Itemid=172&lang=ru (дата обращения: 18.02.2011).

4. RKR Gebläse und Verdichter GmbH. 2011 [Электронный ресурс]. http://www.rkr.de/down_prosp.html (дата обращения: 18.02.2011)

УДК 621.311.22:622.7.002.68:662.654

## РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ КОТЛОВ МАЛОЙ МОЩНОСТИ НА ВОДОУГОЛЬНОМ ТОПЛИВЕ

***[1]Карпенок В.И., [1]Мурко В.И., [2]Дзюба Д.А., [2]Федяев В.И.***
***1 - Сибирский государственный индустриальный университет***
***2 - ЗАО НПП «Сибэкотехника»***
***г. Новокузнецк***

Для эффективного сжигания водоугольного топлива (ВУТ) требуется разрабатывать специальные конструкции топочных камер, которые должны учитывать не только низкую реакционную способность ВУТ и наличие большого количества жидкой фазы, но и то, что при распылении ВУТ длина факела составляет от 1 до 2,5 м и более, а время нахождения распыленных капель и частиц твердой фазы ВУТ в камере сгорания составляет от 1с (для крупности 50 мкм) до 4с (для 250 мкм) [1]. По опыту работы с теплогенераторами небольшой мощности установлено, что при тепловой мощности более 2,0 (3,0) МВТ топочная камера встраивается в топочное пространство котла без увеличения его размеров. При тепловой мощности менее 2,0 (3,0) МВт требуется установка отдельно стоящей (выносной) топочной камеры.

С учетом вышеуказанных особенностей сжигания ВУТ для организации устойчивого горения используется низкотемпературный вихревой способ сжигания, разработанный д.т.н. Пузыревым Е.М. [2]. При этом нами разработаны и испытаны конструкции вихревых топочных камер сжигания различной мощности (таблица 1).

Таблица 1. Характеристика работы генератора

| Наименование показателя | Технологические комплексы | | | |
|---|---|---|---|---|
| | котельная шахта «Заречная» г. Ленинск-Кузнецкий | СибИМЭ СО Россельхозакадемии г. Новосибирск | котельная №30 МУП Котел ДЕ-1-МГМ г. Бийск | котельная Хилари Ассетс г. Темиртау Казахстан |
| Теплопроизводительность, Гкал/ч | 0,50÷0,58 | 0,25 | 0,55÷0,58 | 0,3÷0,6 |
| Расход топлива, л/ч | 120÷130 | 55 | 130-140 | 110÷220 |
| Температура в топке, °С | 950÷1000 | 950 | 900-980 | 950÷1050 |

В процессе опробования и эксплуатации указанных теплогенераторов использовалось ВУТ с характеристиками, представленными в таблице 2. Как видно из таблицы 2, в качестве исходного сырья использовался как угольный концентрат (теплогенератор в СибИМЭ СО Россельхозакадемии, г. Новосибирск), так и угольные отходы углеобогащения – угольные шламы.

Таблица 2. Характеристика топлива

| Наименование показателя | Технологические комплексы | | | |
|---|---|---|---|---|
| | котельная шахта «Заречная» г. Ленинск-Кузнецкий | СибИМЭ СО Россельхозакадемии г. Новосибирск | котельная №30 МУП Котел ДЕ-1-МГМ г. Бийск | котельная Хилари Ассетс г. Темиртау Казахстан |
| Влага общая, % | 40÷42 | 42÷43 | 44÷46 | 36÷37 |
| Зольность (на сухое), % | 26÷29 | 8,2÷8,5 | 25÷30 | 43÷44 |
| Выход летучих, % | 41,1÷43,6 | 42,3÷43,1 | 42,1÷43,5 | 19,8÷20,2 |
| Гранулометрический состав, мм: | | | | |
| 0,2-0,315 | 0,9 | 0,6 | 0,9 | 4,15 |
| 0,1-0,2 | 17,2 | 3,2 | 17,2 | 23,65 |
| 0,07÷0,01 | 15,5 | 23,5 | 15,5 | 36,83 |
| -0,071 | 66,4 | 72,7 | 66,4 | 35,37 |

Результаты опытно-промышленных испытаний и эксплуатации разработанных теплогенераторов показали, что даже при относительно низких значениях низшей теплоты сгорания ВУТ и различных марок углей возможно получить значение к.п.д. более 80%. При этом стоимость 1 Гкал снижается на 30-300% по сравнению со сжиганием угля или жидкого нефтяного топлива.

**Выводы**

1. Разработанные теплогенераторы могут быть успешно использованы для получения тепловой энергии для различных нужд (сушка зерна, отопление производственных и жилых помещений и т.д.).
2. Стоимость 1 Гкал при этом на 50-300 % меньше по сравнению с углем или жидким топливом.
3. Наибольший экономический и экологический эффект достигаются при применении отходов углеобогащения.

Материалы статьи подготовлены в процессе реализации проекта в рамках частно-государственного партнерства в сфере реализации комплексного проекта по созданию высокотехнологичного производства при финансовой поддержке правительства Российской Федерации (шифр 2010-218-02-174 «Разработка технологии и создание пилотного образца автоматизированного энергогенерирующего комплекса, работающего на отходах углеобогащения»).

Список литературы

1. Мурко В.И., Сенчурова Ю.А., Федяев В.И., Дзюба Д.А. Модель сжигания суспензионного угольного топлива. Горение твердого топлива. Сб. докл., ч.2, Новосибирск, 2009. –С. 144-149

2. Материалы сайта: www/kotelprom.ru.

УДК 662.6/8

## ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА СЖИГАНИЯ ВОДОУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА

***[1]Мурко В.И., [2]Риестерер А., [1]Цецорина С.А., [2]Федяев В.И., [1]Карпенок В.И.***

***1 -- Сибирский государственный индустриальный университет***

***2 - ЗАО НПП «Сибэкотехника»***

***г. Новокузнецк***

Одним из эффективных направлений использования технологии получения и сжигания водоугольного топлива (ВУТ) является утилизация тонкодисперсных отходов углеобогащения. При этом успешно применяется технология низкотемпературного вихревого сжигания суспензионного угольного топлива в адиабатических камерах сгорания, которые либо встраиваются в топочное пространство существующих или вновь разрабатываемых котлов, либо устанавливаются рядом с действующими установками [1 – 3].

С целью дальнейшего изучения процесса сжигания ВУТ в адиабатической вихревой камере и оптимизации ее конструкции были проведены исследования процесса сгорания распыленных капель ВУТ и частиц угля в соответствии с моделью распыления ВУТ, представленной в работе [4].

Распыление водоугольного топлива сжатым воздухом осуществляется следующим образом. В форсунке при смешении ВУТ и распыляющего агента происходит дробление струи ВУТ за счет кинетической энергии последнего. Учитывая полидисперсность частиц угля в ВУТ, при распылении образуются как чисто угольные частицы («капли-частицы» крупнее 80 – 100 мкм), с которых за счет сил гидродинамического трения срывается жидкая пленка с наиболее тонкими частицами, так и водоугольные капли, состоящие из тонких частиц угля и жидкой фазы. Движущиеся капли подвергаются воздействию сил трения окружающей среды ($\psi\rho V_г^2$), которые стремятся расплющить и раздробить капли. Напротив, силы поверхностного натяжения ($\frac{2\sigma}{r_к}$) стремятся придать каплям сферическую форму. Когда давление сил трения больше давления силы поверхностного натяжения, происходит дробление капель. Капли максимального размера получаются из равенства этих сил, т.е.

$$\psi\rho V_г^2 = \frac{2\sigma}{r_к}, \quad (1)$$

откуда

$$r_к = \frac{2\sigma}{\psi\rho V_г^2}, \quad (2)$$

где $\psi$ – коэффициент сопротивления газовой среды; $\rho$ – плотность газовой среды; $V_г$ – относительная скорость капли по отношению к газовой среде; $\sigma$ – коэффициент поверхностного натяжения; $r_к$ – радиус капли.

Из формулы (2) видно, что диаметр капель ВУТ существенно зависит от поверхностного натяжения, плотности среды и относительной скорости движения капли.

Расчет проводился с помощью программного модуля ANSYS FLUENT, позволяющего моделировать процесс горения с учетом турбулентности, теплообмена и химических реакций. Для проектирования расчетной сетки в области камеры использовался пакет GAMBIT, являющийся геометрическим и сеточным препроцессором для FLUENT.

Расчетный объем состоит из камеры котла 1, форсунки 2, системы дутья 3 и пережимного выходного отверстия 4 (рисунок 1).

В области камеры сформирована тетраэдральная сетка, состоящая из 61965 ячеек.

Течение описывается системой стационарных трехмерных уравнений Навье-Стокса, сохранения энергии и массы, осредненных по Рейнольдсу. Турбулентная вязкость рассчитывается с помощью двухпараметрической «k-ε» модели. Радиационный теплообмен в двухфазном потоке представляется в рамках P1 приближения метода сферических гармоник. В качестве модели горения распыленных капель ВУТ применяется модель распада вихрей (Eddy-Dissipation Model). Теплофизические свойства воздуха рассчитываются по полиномиальной зависимости от температуры. Параметры инжекции капель ВУТ в камере задаются с помощью модели «Discrete Phase Model».

В качестве исходных параметров были приняты данные, представленные в таблице 1.

Рисунок 1 – Геометрия моделируемой области

Таблица 1 – Исходные параметры для расчета сжигания ВУТ

| Параметр | Единица измерения | Величина |
|---|---|---|
| Расход ВУТ через форсунку | кг/ч | 80 |
| Массовая доля твердой фазы | % | 69 |
| Зольность угля в ВУТ | % | 25 |
| Вязкость при скорости сдвига 81 $с^{-1}$ | мПа·с | 1000 |
| Крупность частиц | мкм | 10 – 210 |
| Скорость частиц топлива | м/с | 208,57 |

На рисунках 2 – 5 представлены соответственно результаты расчетов: поля температур; массовой скорости испарения жидкой фазы в капле ВУТ; массовой скорости выделения летучих веществ из твердой фазы капли ВУТ; массовой скорости выгорания углерода из твердой фазы капли ВУТ.

Рисунок 2 – Поле температур в плоскости форсунки

Рисунок 3 – Массовая скорость испарения жидкой фазы в капле ВУТ в продольном сечении камеры

Рисунок 4 – Массовая скорость выделения летучих веществ из твердой фазы капли ВУТ в продольном сечении камеры

Рисунок 5 – Массовая скорость выгорания углерода из твердой фазы капли ВУТ в продольном сечении камеры

Из рисунков видно, что удаление летучих веществ (рисунок 4) начинается в момент завершения испарения капель воды (рисунок 3), что сопровождается повышением температуры (рисунок 2). Одновременно с этим начинается процесс горения связанного углерода капли ВУТ (рисунок 5).

На рисунках 6 и 7 показаны сравнения изменения температуры и содержания летучих веществ в угольной частице и капле ВУТ в зависимости от длины пути частицы и капли соответственно.

Анализ представленных на рисунке 6 данных показывает, что в отличие от плавного увеличения температуры угольной частицы *(particle 1)* при ее движении температура капли ВУТ *(particle 2)* после повышения до температуры испарения жидкой фазы остается постоянной на протяжении всего процесса испарения. Затем начинаются процессы горения твердой фазы капли ВУТ с выделением теплоты, и наблюдается резкое повышение температуры.

Рисунок 6 – Сравнение изменения температуры угольной частицы (particle 1) и капли ВУТ (particle 2) в зависимости от длины пути частицы и капли

Рисунок 7 – Сравнение изменения содержания летучих веществ в угольной частице (particle 1) и капле ВУТ (particle 2) в зависимости от длины пути частицы и капли

Из рисунка 7 видно, что содержание летучих веществ для угольной частицы *(particle 1)* в начале процесса остается неизменным и уменьшается только при нагреве частицы до температуры выделения летучих веществ. Для капель ВУТ *(particle 2)* наблюдается увеличение содержания летучих веществ за счет испарения воды. В процессе испарения температура твердой фазы капли ВУТ повышается, и содержание летучих веществ достигает аналогичного значения для твердой угольной частицы. Стабильность процесса сохраняется в течение значительно меньшего времени за счет повышения температуры твердой фазы капли ВУТ в процессе испарения воды.

Следует отметить, что результаты моделирования хорошо согласуются с опытными данными (таблица 2), полученными в процессе сжигания опытных партий ВУТ, приготовленных из углей различных марок и зольности, на демонстрационном стенде НПЦ «Сибэкотехника» [5].

Таблица 2 – Результаты исследованний, полученные численным моделированием и экспериментально

| Наименование данных | Данные, полученные | |
|---|---|---|
| | численным моделированием | экспериментально |
| Тепловая мощность | 241 кВт | 257 кВт |
| Выход CO | 98 мг/м$^3$ | 114 мг/м$^3$ |
| Выход $NO_x$ | 409 мг/м$^3$ | 412 мг/м$^3$ |
| Мех. недожог | 8 % | 5 % |

Таким образом, компьютерное моделирование процесса горения топлива позволяет определить оптимальные режимы сжигания ВУТ и повысить точность проектирования новых или усовершенствования конструкций топок существующих котлов. В результате снижается общая стоимость работ за счет исключения проведения дорогостоящих экспериментов.

Список литературы

1. Мурко, В.И. Разработка мини-ТЭЦ на отходах углеобогащения [Текст] / В.И. Мурко, А.А. Ивушкин, К.Г. Вегнер и др. – Уголь Кузбасса. 2010. № 12. С.67-68.
2. Мурко, В.И. Результаты промышленного опробования технологического комплекса по приготовлению и сжиганию суспензионного угольного топлива [Текст] / В.И. Мурко, В.И. Федяев, А.П. Стариков и др. – Сибирский уголь. 2008. № 1. С. 32-34.
3. Мурко, В.И. Разработка и создание технологического комплекса по сжиганию тонкодисперсных отходов углеобогащения в котельной ОАО «Междуречье» [Текст] / В.И. Мурко, В.И. Федяев, В.И. Карпенок и др. – Уголь Кузбасса. 2010. № 4. С. 102-103.
4. Мурко, В.И. Модель сжигания суспензионного угольного топлива. Горение твердого топлива [Текст] // Горение твердого топлива: труды VII Всероссийской научно-практической конференции / В.И. Мурко, Ю.А. Сенчурова, В.И. Федяев, Д.А. Дзюба. Т. 2. – Новосибирск : Издательство НГУ, 2009. С. 144-149.
5. Мурко, В.И. Демонстрационная опытно-промышленная установка для приготовления, транспортирования, хранения и сжигания композиционного водоугольного топлива [Текст] / В.И. Мурко, В.И. Федяев, Д.А. Дзюба и др. – Уголь. 2003. № 10. С.20.

УДК 622.33.551.510.7

## ОТРАБОТКА УГЛЕЙ С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ЕСТЕСТВЕННЫХ РАДИОНУКЛИДОВ НА ПРИМЕРЕ УРТУЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В ЗАБАЙКАЛЬЕ

***Сидорова Г.П.***
***Читинский государственный университет***
***г. Чита***

Более 300 лет ведется а Забайкалье добыча угля и край по праву считается одним из старейших угледобывающих регионов России.

В настоящее время основными организациями, осуществляющими добычу угля на территории края являются буроугольные разрезы: Харанорский, Уртуйский, Восточный, Тугнуйский, а так же малые разрезы, которые добывают уголь для местных нужд: Кутинский, Буртуйский, Тарбагатайский, Тигнингский. Общий объем добычи в год около 15 млн. тонн бурых энергетических углей.

Одними из важнейших показателей качества углей, с точки зрения экологов, являются его радиационно-гигиенические параметры, а угли с содержанием естественных радионуклидов (ЕРН) встречаются практически во всех месторождениях в том или ином количестве. К сожалению, вопросам изучения радионуклидного состава углей на угледобывающих предприятиях уделяется очень мало внимания или не уделяется вообще.

Хотя в последнее время вопрос о неудовлетворительном состоянии радиационно-гигиенической обстановки на объектах ТЭК и в частности в угольной отрасли поднимается на разных уровнях в т.ч. и в средствах массовой информации. Тем не менее, содержание естественных радионуклидов в добываемом угле не контролируется, в результате чего, уголь с повышенным содержанием ЕРН поступает к потребителю, что приводит к дополнительному

радиационному воздействию на людей за счет выбросов из труб радиоактивных аэрозолей, образование золы с повышенным содержанием ЕРН.

По оценке Научного комитета ООН по действию атомной радиации, ожидаемая коллективная эффективная доза облучения населения, связанная с использованием угля, составляет во всем мире − 100 тыс. чел.- Зв/год. Из них в пределах СНГ около 20 тыс. чел.- Зв/год [Бюллетень центра общественной информации по атомной энергии № 9, 1997г.].

Значительной проблемой при решении вопросов радиационно-гигиенического контроля углей является то, что до настоящего времени нет как отечественных, так и международных нормативно – методических документов, определяющих требования к содержанию радионуклидов в сжигаемых углях.

Действующими НРБ-99/2009 определены ограничения содержания радионуклидов только в продуктах сжигания углей (зола, шлак), при использовании их в строительных целях. Отсутствие нормативных документов приводит к организационным, методическим и техническим трудностям при организации систем контроля радиационного качества угля.

Уртуйское месторождение, которое отрабатывается Приаргунским производственным горнохимическим объединением, содержит часть углей, загрязненных природными радионуклидами. Таким образом, отсутствие нормативной базы на момент начала отработки (1986 год) стало первой проблемой, с которой столкнулось предприятие при отработке углей с повышенным содержанием ЕРН. Эта нормативная база не изменилась и на сегодняшний день.

Разведкой Уртуйского месторождения занималось Сосновское ПГО, специализирующееся на поисках и разведке радиоактивного сырья, отработкой – организация, эксплуатирующая эти месторождения, что обусловило профессиональный подход, к вопросам радиационной безопасности, как при добыче самого сырья, так и при обращении с отходами, образующимися при его использовании. Опыт отработки Уртуйского месторождения, использования углей на Краснокаменской ТЭЦ и при сжигании в бытовых печах наметил не только проблемы, связанные с радиационной безопасностью персонала и населения, но также и пути их решения.

Из-за отсутствия нормативной базы основным критерием при выделении грязных углей на первом этапе было принято условная концентрация (содержание) урана в угле, определенное по интегральной гамма активности. По этому признаку все угли были разделены на 3 сорта:

− потребительский, чистый уголь с содержанием урана менее 0,001%. Это соответствует пустой породе с кларковым содержанием, а образующиеся при сжигании зола и шлак не превышают допустимых значений активности строительного материала, разрешенной нормами радиационной безопасности для населенных пунктов;

− энергетический, с незначительным загрязнением угля ЕРН, при которых условное содержание урана составляет 0,001-0,01%. Это соответствует нижней границе забалансовой руды по урановым кондициям. Зола и шлак при сжигании этих углей соответствует активности строительного материала 2-3 класса, который не может использоваться в строительных целях бесконтрольно;

− комплексный уголь, содержащий ЕРН с условным содержанием урана более 0,01%. Зола и шлак, образующиеся при сжигании этого угля имеют активность, при которой использование их недопустимо в строительных целях.

В результате опытных работ была разработана система контроля качества угля по радиационно-гигиеническому фактору, которая базируется на понятии удельной эффективной активности ($А_{эфф}$, Бк/кг), принятом из практики радиационной оценки материалов, используемых в строительстве, приведенным в НРБ -99/2009:

Предложенная система контроля качества угля обеспечивает представительное экспрессное определение удельной эффективной активности с достаточной для радиоэкологических требований точностью единичного измерения.

Функционально система радиационно-гигиенического контроля работает следующим образом.

1. Гамма-каротаж на этапах детальной и эксплуатационной разведок.

Выполняется в скважинах колонкового и шнекового бурения с использованием стандартной аппаратуры и стандартных методик. Результаты гамма-каротажа используются для составления погоризонтных карт качества и планирования добычи угля.

2. Гамма-опробование забоев экскаваторов.

Проводится с целью оперативного контроля подготовленных к отработке блоков угля модернизированным радиометром направленного приема ПРН-4-01М. Минимальная определяемая удельная активность при опробовании угля составляет 9,9 Бк/кг.

3. Гамма-экспресс анализ углей в автосамосвалах.

Это оперативный контроль и сортировка текущей добычи (контроль проходит каждый автосамосвал с углем). Выполняется на радиометрической контрольной станции (РКС), оборудованной аппаратурой « Алмаз» по разработанной методике. Минимальная определяемая эффективная удельная активность в транспортной емкости составляет порядка 20 Бк/кг.

Обработка результатов производится по формуле, выведенной экспериментально

$$C = \sum J_{имп} / n \times 7{,}2 \times 10^{-6} \times 100 - W_{max} / 100\ \%,$$

где $\sum J_{имп}$ - сумма импульсов по всем автосамосвалам; n – количество автосамосвалов; $W_{max}$ – максимальная влагоемкость угля в %.

4. Гамма-опробование угля в отбитой массе.

Выполняется на штабелях промежуточного склада радиометром ПРН-4-01М, для дополнительного контроля подготовленных к отгрузке партий угля и формирования шихтовочного штабеля по радиационно-гигиеническим параметрам. Методика та же, что и гамма-опробование в забоях.

5. Гамма-спектрометрической анализ проб.

Выполняется в ЦНИЛе, применяется для контроля работы аппаратуры. По методике измерения радионуклидов с использованием сцинтилляционного гамма-спектрометра с программным обеспечением « Прогресс». Методики гамма опробования угля в естественном залегании, на штабелях угольного склада и гамма - экспресс анализа в автосамосвалах, разработаны впервые для углей на основе экспериментальных работ, и прошли успешную апробацию на Уртуйском буроугольном разрезе. Сравнительный анализ полученных данных с данными контрольного опробования, проводимых ЦНИЛ, за период с 1993 по 2010 год, показывает высокую эффективность применяемых методов ( таблицы 1; 2).

Таблица 1 - Соржание ЕРН в угле, золе, шлаке на ТЭЦ г. Краснокаменска за период 1998-2010 год

| Материал | Показ. | U-238, % в пробах | Ra-226, Бк/кг | Th-232, Бк/кг | K-40, Бк/кг | Аэфф, Бк/кг | Класс материала |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Уголь | Среднее | 0,0024 | 101,76 | 44,56 | 256,04 | 185,38 | 1 |
| | От | 0,0007 | 50,93 | 25,52 | 162,37 | 123,5 | 1 |
| | До | 0,0090 | 228,00 | 73,30 | 498,00 | 278,00 | 1 |
| Зола | Среднее | 0,0083 | 1158,14 | 284,31 | 1201,90 | 1602,83 | 3 |
| | От | 0,0021 | 245,76 | 165,09 | 725,56 | 578,44 | 1 |
| | До | 0,0135 | 2865,00 | 821,00 | 1999,87 | 3606,63 | 3 |
| Шлак | Среднее | 0,0061 | 701,02 | 173,34 | 1100,80 | 1025,44 | 2 |
| | От | 0,0017 | 183,06 | 91,57 | 615,00 | 380,64 | 1 |
| | До | 0,0182 | 1654,20 | 437,00 | 1896,69 | 2098,45 | 3 |
| К обог. | Золы | 3,45 | 11,38 | 6,38 | 4,69 | 8,65 | |
| К обог. | Шлака | 2,55 | 6,89 | 3,89 | 4,30 | 5,53 | |

Таблица 2 - Содержание ЕРН в угле потребительского качества с месторождения «Уртуй»

| Год | Уран, % по гамма экспресс анализу | Радий-226, Бк/кг по пробам | Торий-232, Бк/кг по пробам | Аэфф, Бк/кг | Доза, мЗв/год | Аз, ш Бк/кг |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 2001 | 0,0005 | 55,0 | 15,4 | 84,0 | 0,49 | 332,4 |
| 2002 | 0,0004 | 58,5 | 10,3 | 80,9 | 0,44 | 304,7 |
| 2003 | 0,0006 | 49,0 | 25,8 | 91,6 | 0,57 | 392,9 |
| 2004 | 0,0004 | 35,8 | 25,3 | 77,6 | 0,48 | 338,1 |
| 2005 | 0,0003 | 32,1 | 29,7 | 79,7 | 0,50 | 359,7 |
| 2006 | 0,0008 | 41,0 | 22,9 | 79,8 | 0,49 | 339,2 |
| 2007 | 0,0004 | 42,5 | 23,8 | 82,4 | 0,51 | 351,9 |
| 2008 | 0,0006 | 34,8 | 23,5 | 74,3 | 0,45 | 320,2 |
| 2009 | 0,0005 | 27,9 | 24,4 | 68,6 | 0,44 | 301,2 |
| 2010 | 0,0004 | 24,7 | 16,9 | 55,7 | 0,33 | 229,1 |
| Среднее | 0,0005 | 40,1 | 21,8 | 77,5 | 0,47 | 326,9 |

Обозначения в таблице 2: Аэфф = Ara + 1.3Ath + 0.09Ak, Ak принято средним =100Бк/кг; Аз, ш = 3,8 Ara + 8,0 Ath, ; Доза = 5,5 Ara + 11,7 Ath.

В таблице 1 приняты Аэфф и класс материала по СП 2.6.1.798-99/2009 «Обращение с минеральным сырьем и материалами с повышенным содержанием природных радионуклидов». Этот материал классифицируется как строительный 2 и 3 класса, применение которого ограничено санитарными нормами. На предприятии этот материал хранится в золошлакохранилище ТЭЦ и применяется только по разрешению санитарно-эпидемиологического надзора для закладки выработанного пространства при добыче урановых руд шахтным способом. Применение этого шлака категорически запрещено при строительстве в населенных пунктах. Выбросы в атмосферу золы-уноса ограничиваются путем применения высокоэффективных фильтров на ТЭЦ и не превышают утвержденных норм.

Уголь, поставляемый сторонним потребителям имеет только потребительское качество и сертифицирован региональным центром санэпиднадзора. Активность такого угля составляет в среднем 77,5 Бк/кг. При сжигании такого угля образуются золошлаковые отходы активностью 326,9 Бк/кг, т.е. по классификации НРБ-99/2009 они относится к строительному материалу 1 класса, разрешенного для применения в зонах перспективной застройки в населенных пунктах. Доза облучения населения при этом составляет 0,47 (при колебании от 0,33 до 0,57) мЗв в год, что не превышает допустимого значения (1 мЗв/год).

Все основные операции в системе оперативного контроля качества угля закреплены разработанными, соответствующими технологическими инструкциями для персонала. Сама система контроля закреплена стандартом предприятия.

Эффективность выбранной системы контроля качества угля по радиационно-гигиеническому фактору оценивается по результатам мониторинга, проводимого самостоятельной службой радиационной безопасности (ССРБ) на Уртуйском разрезе и ТЭЦ г. Краснокаменска, а также по результатам сортировки угля на РКС разреза.

Все работы получили положительное экспертное заключение НИИ радиационной гигиены и Федерального управления медико-биологических проблем при Минздраве РФ, института биофизики Гос. Науч. Центр. РФ.

В заключении необходимо отметить, что решение затронутых проблем требует научного и централизованного подхода. Опыт отработки Уртуйского месторождения показывает, что при наличии доброй воли можно создать эффективную систему контроля качества угля по радиационно-гигиеническому фактору, бережно относиться к окружающей среде и человеку.

Список литературы

1. Угольная база России. Том IV . Угольные бассейны и месторождения Восточной Сибири (Тунгусский и Таймырский бассейны, месторождения Забайкалья). - М.: ЗАО « Геоинформмарк , 2001.- 493 с.
2. Основные санитарные правила обеспечения радиационной безопасности (ОСПОРБ-99). Минздрав России. – М.: 2000.- 36 с.
3. Тирский, А.В. Геофизический контроль радиационно-гигиенического качества угля // А.В.Тирский, А.В. Яновский, Р.А.Суханов – М.: Горный вестник - 1998.- № 3.- С. 43 - 49
4. Юдович, Я.Э.. Уран в углях / Я.Э.Юдович, М.П.Кетрис.- Сыктывкар,2001.-84 с.
5. Суханов Р.А., Сидорова Г.П. Проблемы использования углей с повышенной радиоактивностью // Горный журнал. — 2009. — № 2].
6. Обоснование допустимых выбросов ЕРН при сжигании углей Уртуйского месторождения на Краснокаменской ТЭЦ: отчет о научно-исследовательской работе. М.:1991. – 124 с.
7. Сидорова Г.П. Радиационно-гигиенический контроль качества углей на Уртуйском буроугольном месторождении // Г.П.Сидорова. - М.: ГИАБ –2006.- № 2.- С. 37-40

УДК 669.054.82 (571.17)

## ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ПРОДУКТОВ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

***Грибанова Г.И., Горлова Е.Ю.***
***Кузбасский государственный технический университет***
***г. Кемерово***

На долю Кузбасса приходится почти половина общего объема добываемых в России углей и 3/4 коксующихся. Большое разнообразие технологических свойств и высокое качество кузнецких углей предопределяет широкую сферу их применения. Они используются для производства металлургического кокса, строительных материалов, как технологическое сырье и энергетическое топливо.

Использование углей как энергетического топлива осуществляется в основном по трем направлениям: пылевидное сжигание на ТЭЦ, ГРЭС и районных котельных; слоевое сжигание; сжигание в различных небольших энергетических установках коммунально-бытовых служб и частных потребителей [1]

В процессе извлечения и использования углей накапливаются огромные массы отходов. Это вскрышные породы, шлаки, золы уноса, отходы обогащения и др. Лишь незначительная часть отходов используется для хозяйственных нужд, главным образом в стройиндустрии. По разным оценкам, только золошлаковых отходов в России скопилось в отвалах более 2 млрд. тонн. Кроме того, огромное количество шлаков образуется в металлургии черных и цветных металлов. Состав доменного шлака – кварц, оксиды алюминия, кальция и магния. На них приходится 90% всего состава шлака. Изучается возможность комплексного использования и этих шлаков. Известно, что в России используется около 11% золошлаковых отходов, а за рубежом около 80%. Шлаки-продукты высокотемпературного взаимодействия компонентов исходных материалов – топлива ,руды, плавней и газовой среды. Это сырье имеет множество ценных качеств . Во многих районах страны из шлака построены дома, промышленные здания. В Росси и других странах отвальный шлак использовали в качестве щебня при постройке дорог. И сейчас ценные свойства шлаков еще больше привлекают внимание ученых и практиков во всем мире к проблеме применения шлаков в строительстве.

В настоящее время основным потребителем доменных шлаков является цементная промышленность. Для цементной промышленности также перспективными являются неко-

торые другие виды металлургических шлаков: феррохромовый, позволяющий получать цветной портландцементный клинкер; никелевые и медные, применяемые в качестве железистого компонента сырьевой цементной смеси и активной минеральной добавки. Шлаки алюмотермического производства ферросплавов и вторичной переплавки алюминия и его сплавов – могут использоваться как сырье для производства глиноземистого цемента и сверхбыстротвердеющего портландцемента

Доменные гранулированные шлаки - основной вид сырья при производстве шлаковых цементов. Их получают в качестве побочного продукта при выплавке чугуна из железной руды в доменной печи. Шлаки, так же как и чугун, выпускают из печи в расплавленном состоянии. При выплавке 1т чугуна получается 0,6- 0,7 т шлака. Грануляция доменного шлака осуществляется путем быстрого охлаждения шлакового расплава с применением (либо без) механического раздробления еще жидкого или полузатвердевшего шлака. Грануляция шлака облегчает его дальнейшую переработку, повышает гидравлическую активность, что является важнейшим свойством шлака как компонента шлаковых цементов и добавки к портландцементу.

В результате экспериментальных исследований было установлено, что угли содержат большое количество редких и рассеянных элементов, черных, цветных и благородных металлов . Ценные минеральные примеси находятся как в органической, так и в минеральной частях угля. Эти элементы, содержащиеся в количестве < 1%, часто выделяются под условным названием "малых" элементов и изучаются как попутные полезные ископаемые и вредные компоненты, также с генетической точки зрения. В настоящее время в углях установлено более 50 малых элементов. Это Li , S , K , Sc , Ti ,V ,Fe, Co ,Ni , Zn ,Rb ,Y ,Sn, Sb , Ce , Sm, Eu , Yb , Ln , Hf , Ge , Ce , Au , Ag и др. В связи с возрастающим интересом к элементам-примесям в углях начато изучение пластовых и товарных угольных проб с применением современных аналитических методов .Предварительные результаты этих исследований с выводами о закономерностях распространения редких элементов и рекомендациями по их промышленному использованию отражены в работах ВНИГРИуголь, выполнявшихся под руководством Б. Ф.Нифантова [2], и группы томских ученых исследователей, возглавляемых Л. П. Рихвановым [3]. Ценные элементы в товарных содержаниях (в расчете на теоретическую золошлаковую массу) установлены во всех угледобывающих районах Кузбасса. Наиболее распространенными являются (в %): Ti-12 ; Ga-10 ; Al-9; Fe ; Ti-12 ; Ga-10 ; Al-9; Fe , Hf и Zr- по 6;Sr , Nb и Ta - по 5 ;Sc , Ge , Ag , La ,Lu и Au - по 2 4 ; Li , Be ,Sb ,Tb ,Yb, Th и U - по 1% .

Золошлаковая. масса энергетических и коксующихся углей имеет более высокие содержания выше перечисленных элементов .Эти компоненты могут быть извлечены из углей, продуктов их обогащения; золошлаковых и других отходов переработки угольной продукции методами магнитной или радиоизотопной сепарации и другими способами [3].

По мнению ученых благоприятным для выбора эффективных технологий извлечения является местонахождение Al, Fe и редких земель. Такой набор позволит извлечь из техногенного сырья 25-35% полезных компонентов с высокими ценовыми и маркетинговыми показателями. Существенную значимость для комплексного извлечения товарной окиси алюминия представляет присутствие алюминия в золошлаках в количествах 15-19%.

Железо представляет реальный интерес для извлечения из золошлаков при его содержании 7,5% и выше. Твердые шламовые отходы могут быть достаточно эффективно переработаны с получением железорудного концентрата. Это актуально для всех угольных предприятий, где вскрываются и перерабатываются угли и породы с содержанием железа в золошлаковой массе не ниже 7,5%.

Переработке с извлечением полезных компонентов могут быть подвержены хвосты обогащения, пыли и шлаки цветной металлургии. Концентрация железа в этих шлаках достигает 25% и более, а в пылях и шламах черной металлургии до 60 %. Что превышает показатели необогащенных руд. В отвалах цветной металлургии содержатся Cu, Co,Ni , Ag и др.

Огромные запасы отходов привели к возникновению своеобразных техногенных месторождений.

Извлечение полезных компонентов и полная утилизация золошлаковых отходов за счет использования их полезных свойств и производства строительных материалов , получения ценных полезных элементов из золошлаковых отходов переработки угля, железных и полиметаллических руд позволит высвободить занимаемые отвалами площади, а так же снизить негативное воздействие на окружающую среду. Для решения этой программы в Кузбассе необходимо разработать и реализовать программу комплексного освоения месторождений полезных ископаемых региона путем создания специализированных лабораторий , скоординировать деятельность по изучению и оценке уже существующих золошлаковых отходов угольного и металлургического производств.

Список литературы

1. Компоненты зол и шлаков ТЭС. М.: Энергоатомиздат, 1995, 249 с

2. Нифантов Б. Ф. Потапов В. П., Митина Н. В. Геохимия и оценка ресурсов редкоземельных и радиоактивных элементов в кузнецких углях. Перспектива переработки. Кемерово. Институт угля и углехимии СО РАН, 2003. – 100 с.

3. Угольная база России. Том II. Угольные бассейны и месторождения Западной Сибири (Кузнецкий, Горловский, Западно-Сибирский, бассейны месторождений Алтайского края и Республики Алтай). – М.: ООО «Геоинформцентр» , 2003. – 604 с..

УДК 699.86.691.21

## К ВОПРОСУ УТИЛИЗАЦИИ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА СЭНДВИЧ-ПАНЕЛЕЙ ИЗ БАЗАЛЬТОВОГО ВОЛОКНА

***[1]Черепанов К.А., [2]Мирошник А.И.***

***1 - Сибирский государственный индустриальный университет***

***г. Новокузнецк***

***2 – Администрация Кемеровской области***

***г. Кемерово***

В настоящее время разрабатываются технологии, в которых образующиеся отходы являются вторичным сырьем, из которого может быть изготовлена продукция, не уступающая по своим характеристикам той, которая произведена из природного сырья. Это позволяет реализовать один из основных принципов устойчивого развития - рациональное использование природных ресурсов.

В промышленно развитых странах признано, что подход к осуществлению экологической безопасности на основе известного принципа "end of pipe" в настоящее время изжил себя, ему на смену пришла новая идеология, которая базируется на реализации безопасного промышленного развития (программа ESID), утвержденная Генеральной Ассамблеей ООН, (резолюция 42 / 147). Основу ее составляют интегрированные природоохранные и ресурсосберегающие технологии, основанные на анализе жизненного цикла изделия (Life Cycle Analisis). Он предполагает минимизацию отходов на каждом этапе технологического процесса и использование их в качестве вторичного сырья, что позволяет интенсифицировать охрану окружающей среды и значительно удешевить продукцию.

Известно, что при производстве какой-либо продукции образуется определенное количество отходов, чаще всего дисперсных (здесь рассматриваются твердые отходы). Так, например, при изготовлении сэндвич-панелей из базальтового волокна применяют плиты, которые по своим размерам отличаются от изготавливаемой продукции, поэтому их подверга-

ют механической обработке, чаще всего обрезке на мерные длины. Как следствие, образуется много отходов в виде порошка и кусков (обрезков) различной формы и размеров.

Следует отметить, что сэндвич-панели при строительстве жилья имеют ограниченное применение, их практически, например, нельзя использовать в случае художественно-архитектурного решения фасада здания и, кроме того, они довольно дороги. Теплоизоляционные базальтоволокнистые плиты с комбинированной структурой (относительно жесткий наружный слой и более мягкий внутренний, например РУФ БАТТС ЭКСТРА или ФАСАД БАТТС ЭКСТРА, производства компании Rockwool), достаточно хорошо известны, однако первые обычно используются для теплоизоляции плоской кровли, вторые требуют нанесения штукатурного слоя по наружной поверхности и армирующей шпатлевки, а еще лучше - армирования стеклосеткой. Кроме того, это дорогая продукция и использование ее, например, при строительстве дешевого доступного жилья весьма сомнительно.

Нами была разработана инновационная ресурсосберегающая технология производства тепло- и звукоизоляционных изделий, в качестве исходного материала использовались порошкообразные отходы, образующиеся при резке базальтоволокнистых плит, применяемых при изготовлении сэндвич-панелей.

Основная трудность использования таких отходов заключалась в том,что волокна плиты при ее резке превращались в некие фрагменты с размером менее 1 мм, при этом само понятие "волокно" исчезает. Этот материал был использован по двум направлениям: в одном случае он являлся наполнителем при изготовлении сырьевой смеси при производстве керамических изделий из базальта (плитки, кирпича, блоков различной формы и размеров). В качестве связки использовалась нанодисперсная вяжущая композиция кремнеземистого состава. По второму направлению рассматриваемые отходы являлись основой при получении плитного материала, аналогичного по своим характеристикам исходным базальтоволокнистым плитам. Связующим, как и в предыдущем случае, являлась дисперсия из наночастиц кремнезема.

Использовалась стандартная схема получения гидромассы, последующего ее отжима прессованием совместно с вакуумированием, и, в дальнейшем, сушки условно "обезвоженной" плиты при температуре 130 – 150 °С. Был выявлен эффект влияния плотности раствора гидромассы, содержащего вяжущую суспензию, на плотность получаемого изделия. В проводимых опытах последняя изменялась в пределах от 350 до 600 – 700 кг/м$^3$.

В работе была определена основная, самая главная характеристика теплоизоляционного материала- его теплопроводность. Исследования по ее определению, проведенные в лаборатории Института химико – энергетических технологий СО РАН (г. Бийск) и в Западно-Сибирском испытательном центре (г. Новокузнецк), показали, что коэффициент теплопроводности опытной плиты плотностью порядка 300 кг/м$^3$ находится в пределах 0,047 – 0,050 Вт/м·К. У сверхжестких базальтоволокнистых плит плотностью 250 кг /м$^3$ эта величина колеблется в пределах 0,043 – 0,45 Вт /м К. Специфической особенностью получаемого плитного материала является своеобразное распределение его плотности по сечению образца: по периметру имеется прочная наружная корочка толщиной около 5 мм, за которой следует мягкая часть плиты. Такое ее строение позволяет считать , что получаемый плитный материал может использоваться не только при изготовлении сэндвич – панелей, но и являться структурным элементом при монтаже плоской кровли.

УДК 622.233

# СОЗДАНИЕ СТАНКОВ ДЛЯ БУРЕНИЯ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН

***[1]Клишин В.И., [1]Кокоулин Д.И., [1]Кубанычбек Б., [2]Гуртенко А.П.***
***1 - Институт горного дела СО РАН***
***2 - ОАО «Спецгидравлика»***
***г. Новосибирск***

Одним из основных условий эффективной работы комплексно-механизированных забоев является обеспечение снижения концентрации метана в подземной атмосфере. Это обеспечивается методами предварительной дегазации и интенсивным проветриванием, как горных выработок, так и выработанного пространства.

Наиболее результативным методом предварительной дегазации является метод обуривания подготовляемого очистного блока сеткой подземных дегазационных скважин из оконтуривающих выработок. Этот процесс должен осуществляться одновременно с ведением горно-подготовительных работ.

Обуривание блоков производится специальными буровыми станками. В угольной промышленности широко применяется буровая техника отечественного и зарубежного производства. В процессе эксплуатации этих станков производственниками вскрыты недостатки, свойственные каждому из них: недостаточная мощность, малая степень автоматизации операций во время бурения, большие габаритные размеры и невозможность бурения в крепких породах.

В ИГД СО РАН совместно с ОАО «Спецгидравлика» разработан буровой станок СБР-400 [1], который по своим техническим возможностям значительно превышает технические показатели аналогов как по глубине бурения, скорости бурения, так и возможности бурения скважин в крепких породах. Это позволяет применять станок для проведения не только дегазационных, но и глубоких разведочных скважин.

Техническая характеристика станка СБР-400

Глубина бурения, м…….. 400
Диаметр скважины, мм ……60 - 150
Угол наклона скважины, град …….0 – 360
Производительность станка, м/ч
уголь ……...до 35
порода (8 – 16 ед.) …….10 – 5
Диаметр бурильных труб, мм ……..42; 50

Станок СБР-400 (рисунок 1) включает в себя двухскоростной вращатель 1 с гидроприводом и механизмом подачи с автоматическим перехватом штанги. Вращатель 1 раскрепляется в выработке с помощью гидравлических стоек 2. Питание гидропривода осуществляется от автономной гидростанции 3.

Бурение скважин по углю и породам крепостью до 8 ед. по шкале проф. Протодьяконова производится вращательным способом буровыми коронками или шарошками. При проходке скважин по крепким породам применяется способ вращательно-ударного бурения при помощи погружного пневмоударника типа П-80С конструкции Серовского механического завода.

Станок СБР-400 изготовлен ОАО «Спецгидравлика», испытан на натурном стенде в условиях полигона ИГД СО РАН и в подземных условиях шахты «Романовская» ООО «Горняк».

Испытание станка СБР-400 на шахте «Романовская» проводились по пласту «Абрамовский» мощностью 2,0-2,1м, прочностью угля σ = 15 МПа. В процессе испытания бурились вентиляционные скважины с конвейерного штрека на вентиляционный. Диаметр скважин 60-76мм, глубина бурения 100м. За период испытаний пробурено 11 скважин общей

длиной 1100м. При этом скорость бурения составила: по углю V=1,5 м/мин с пределом прочности пород при сжатии σ =15МПа и по породе V=0,8 при σ = 60МПа.

Рисунок 1- Станок буровой СБР – 400

В ходе испытаний отрабатывались различные режимы бурения по углю и породе, проводились замеры затрат мощности, усилия подачи штанги на забой и моментов вращения, возникающих в процессе бурения в зависимости от глубины скважин.

Испытаниями станка СБР-400 на натурном стенде и в условиях шахты «Романовская» установлено, что усилие подачи бурового става на забой, необходимое для разрушения угольного массива, не превышает 20кН, при этом затраты мощности составляют не более 1,5кВт [2]. Однако, как показали промышленные испытания станка СБР-400 и промышленная эксплуатация известных станков, затраты мощности, возникающие при бурении глубоких скважин, достигают 30 кВт при усилии подачи бурового става на забой не менее 350-400 кН. Это подтверждает то, что основные сопротивления, препятствующие процессу бурения, составляют силы трения, возникающие между вращающимся буровым ставом и стенками скважин.

Общая картина явления физических процессов, протекающих при движении бурового става, может быть представлена в следующем виде. При бурении штанга находится под действием крутящего момента, продольных сжимающих усилий и центробежных сил, стремящихся отклонить ее к стенкам скважин. Под действием этих сил буровой став принимает форму винтовой спирали переменного шага, вершины полуволн, которых прижимаются к стенкам скважины, образуя силы трения, создающие сопротивления как вращению става так и его перемещению в сторону забоя скважины [3].

ИГД СО РАН проведены аналитические исследования по определению сопротивления бурового става при бурении скважин в подземных условиях угольных шахт, в результате которых получены зависимости (рисунки2, 3):

$$P = f(L,d,\mu) \text{ и } M = f(L,d,\mu),$$

где P - усилие бурового става на забой, кН; M - крутящий момент, Нм; L - глубина скважины; d - диаметр скважины; μ - крепость горного массива.

На основании полученных результатов по определению усилия подачи бурового става на забой и момента его вращения по известной формуле

$$N = M \cdot n / 97400 \text{ кВт}$$

найдены зависимости изменения затрат мощности на преодоление сил трения бурового става о стенки скважин от длины скважины N=f(L) (рисунок 4).

Достоверность аналитических исследований подтверждена результатами замеров, полученных в ходе стендовых и промышленных испытаний.

Рисунок 2 - Графики зависимости M=f(L) (1) и P=f(L) (2) при бурении скважин диаметром 76 мм по углю и породе буровым ставом 42×3,5 мм: а) μ=1,5; б) μ=6.

Рисунок 3 - Графики зависимости M=f(L) (1) и P=f(L) (2) при бурении скважин диаметром 76 мм по углю и породе буровым ставом 50×5,5 мм: а) μ=1,5; б) μ=6.

Рисунок 4 - Графики зависимости $N_{шт} = f(L)$ при $P_0$=350 кг и диаметре скважины 76 мм: а) для штанги 42Х50 мм; б) для штанги 50Х55 мм

Сопоставляя результаты исследований, можно сделать вывод, что основные затраты мощности при бурении глубоких скважин требуются на преодоление трения между буровым ставом и стенками скважин. При этом основное влияние на глубину скважин оказывает соотношение диаметра скважин и момента инерции поперечного сечения штанг бурового става.

Таким образом, аналитическими исследованиями, подтвержденными результатами стендовых и промышленных испытаний, установлено, что для бурения скважин глубиной до 450-500м необходим станок, технические возможности которого позволяют обеспечить усилие подачи бурового става со штангами диаметром 50мм на забой не менее 40-45 кН при моменте вращения не менее 1200 Нм.

Техническая характеристика станка СБР-400 соответствует этим требованиям, следовательно, он способен бурить такие скважины.

В настоящее время станки СБР-400 работают на шахтах «Романовская» ООО «Горняк» и «Октябрьская» ООО «Заречная».

Список литературы

1. Клишин В. И., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б., Гуртенко А.П. Станок для бурения разведочных, дегазационных и технических скважин СБР-400. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, №4, 2010, с. 50-55;

2. Клишин В. И., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б., Гуртенко А.П. Создание буровых станков для угольных шахт. Рудник будущего,№4,с32-38;

3 Бирюков И. М. Шарошечное бурение горном деле. Госгортехиздат, 1965.- с.153.

# СОДЕРЖАНИЕ

**МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ ..... 1**
**ПЛЕНАРНОЕ ЗАСЕДАНИЕ ..... 3**
ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ
[1]Клишин В.И., [2]Кокоулин Д.И., [2]Клишин С.В.
1 - Институт угля СО РАН г. Кемерово
2 - Институт горного дела СО РАН г. Новосибирск ..... 5
О СОСТОЯНИИ И ОСНОВНЫХ НАПРАВЛЕНИЯХ РАЗВИТИЯ УГЛЕХИМИИ В КУЗБАССЕ
[1,2]Исмагилов З.Р., [1]Козлов А.П.
1 - Институт углехимии и химического материаловедения СО РАН г. Кемерово
2 - Институт катализа СО РАН г. Новосибирск ..... 15
ИССЛЕДОВАНИЕ ТРЕЩИННЫХ КОЛЛЕКТОРОВ МЕТАНА В УГЛЕВМЕЩАЮЩИХ ПОРОДАХ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ГАЗОНОСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ
[1]Захаров В.Н. [2]Ходорович К.К.
1 - Институт проблем комплексного освоения недр РАН г. Москва
2 - Министерство природных ресурсов и экологии РФ г. Москва ..... 19
ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВИБРОТЕХНИКИ В СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЯХ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ
Левенсон С.Я., Гендлина Л.И., Морозов А.В., Усольцев В.М.
Институт горного дела СО РАН г. Новосибирск ..... 26
ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ БЕЗРАЗГРУЗОЧНОГО КОМПЛЕКТА ПЕРЕДВИЖНЫХ ОПОР И МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ С ВЫПУСКОМ
Федорин В.А., Шахматов В.Я., Варфоломеев Е.Л., Кассина О.В.
Институт угля СО РАН г. Кемерово ..... 32
ОТХОДЫ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ – КАК СЫРЬЕВАЯ БАЗА ДЛЯ СОЗДАНИЯ ЭНЕРГОГЕНЕРИРУЮЩИХ КОМПЛЕКСОВ
[1]Мочалов С.П., [2]Ивушкин А.А., [1]Мышляев Л.П., [2]Венгер К.Г., [2]Чичиндаев М.Г., [1]Куценко А.И.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк
2 – ООО "Объединенная компания "Сибшахтострой" г. Новокузнецк ..... 36
НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ПОДЗЕМНОЙ ТЕХНОЛОГИИ РОБОТИЗИРОВАННОЙ ВЫЕМКИ УГЛЯ
Фрянов В.Н., Павлова Л.Д.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 39
НОВАЯ КОНЦЕПЦИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ И БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВЫЕМКЕ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ УГЛЯ
Николаев А.В. ОАО
«ОУК «Южкузбассуголь» г. Новокузнецк ..... 50
**СЕКЦИЯ «ТЕХНОЛОГИЯ И ТЕХНИКА ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА» ..... 55**
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СХЕМ И КОНСТРУКЦИЙ ПОГРУЖНЫХ ПНЕВМОУДАРНЫХ РАСШИРИТЕЛЕЙ СКВАЖИН
Репин А.А., Алексеев С.Е.
Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск ..... 57
СОЗДАНИЕ СРЕДСТВ ПРОХОДКИ ПРЯМОЛИНЕЙНО НАПРАВЛЕННЫХ СКВАЖИН
Репин А.А., Алексеев С.Е.
Институт горного дела СО РАН г. Новосибирск ..... 64

ПАРАМЕТРЫ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ПРИ ВЫЕМКЕ ПЛАСТОВ СЛОЖНОГО СТРОЕНИЯ
Дягилева А.В., Гоголин В.А., Ермакова И.А.
Кузбасский государственный технический университет г. Кемерово ..... 69
РАЗРАБОТКА И АНАЛИЗ МАГНИТНЫХ ЛОВИТЕЛЕЙ БУРОВОГО ИНСТРУМЕНТА С ПАРАЛЛЕЛЬНЫМ СОЕДИНЕНИЕМ ПОСТОЯННЫХ МАГНИТОВ
Кобылянский М.Т., Богданова Т.В.
Кузбасский государственный технический университет г. Кемерово ..... 73
ВИНТОВОЙ ПЕРЕГРУЖАТЕЛЬ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА
Кобылянский Д.М.
Кузбасский государственный технический университет г. Кемерово ..... 79
ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РАЗРАБОТКИ НАНОСОВ И ВСКРЫШНЫХ ПОРОД В БЕЗУГОЛЬНОЙ ЗОНЕ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНО-ОТВАЛЬНЫМ КОМПЛЕКСОМ
Курехин Е.В.
Кузбасский государственный технический университет г. Кемерово ..... 83
ОБОСНОВАНИЕ ДАЛЬНОСТИ АВТОТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД НА МАЛЫХ РАЗРЕЗАХ КУЗБАССА
Курехин Е.В.
Кузбасский государственный технический университет г. Кемерово ..... 88
ОЦЕНКА ДОСТОВЕРНОСТИ И УЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧНОСТИ ЗАПАСОВ В РЕЖИМЕ ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА
Рогова Т. Б.
Кузбасский государственный технический университет г. Кемерово ..... 91
ОЦЕНКА КАЧЕСТВА ПРОЕКТОВ МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНЫХ ШАХТО-СИСТЕМ ТИПА SDS, RTS, MFMS
Харитонов В.Г., Ремезов А.В., Новоселов С.В.
Кузбасский государственный технический университет г. Кемерово ..... 96
СОВРЕМЕННЫЕ ПОДХОДЫ К ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ КЛАССИФИКАЦИИ МОНТАЖНО-ДЕМОНТАЖНЫХ РАБОТ ОЧИСТНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ
Ульянов В.В., Ремезов В.А., Новоселов С.В.
Кузбасский государственный технический университет г. Кемерово ..... 100
ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОСТРУКТУРНЫХ СВОЙСТВ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НА ШАХТАХ ДОНСКОГО ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО КОМБИНАТА МЕТОДОМ СПЕКТРАЛЬНО-СЕЙСМОРАЗВЕДОЧНОГО ПРОФИЛИРОВАНИЯ С ЦЕЛЬЮ ВЫЯВЛЕНИЯ ЗОНЫ ПОВЫШЕННОЙ ТРЕЩИНОВАТОСТИ МАССИВА
[1]Семенов С.Н, [2]Лукин К.Д., [3]Лукин М.К.
1 –Донской ГОК г. Хромтау, Казахстан
2 - Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк
3 – Московский государственный горный университет г. Москва ..... 102
ОСНОВНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ БЕЗНАПОРНОГО ТРАНСПОРТА ГИДРОШАХТ
[1]Лукин К.Д., [2]Семенов С.Н., [3]Лукин М.К.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк
2 – Казхром г. Хромтау, Казахстан
3 – Московский государственный горный университет г. Москва ..... 104
ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПИОНЕРНЫХ УЧАСТКОВ НА ОСНОВЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С КОРОТКИМИ ЗАБОЯМИ
[1]Домрачев А.Н., [2]Доносов Е.П.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет
2 - Шахта «Полосухинская» г. Новокузнецк ..... 106

ВЛИЯНИЕ ВЕЛИЧИНЫ ЗАЗОРА МЕЖДУ ВАЛКОМ И НЕПОДВИЖНОЙ ЩЕКОЙ ОДНОВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКИ НА ФРАКЦИОННЫЙ СОСТАВ ГОТОВОГО ПРОДУКТА
Никитин А.Г., Сахаров Д.Ф.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 109
МЕТОДИКА РАЗРАБОТКИ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ, ПРОИСХОДЯЩИХ В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ
Говорухин Ю.М.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 112
АЛГОРИТМ ПРОГНОЗА ПРЕДАВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЙ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ ДЛЯ ПРОФИЛАКТИКИ АВАРИЙ ПРИ ИНТЕГРАЛЬНОМ ВЛИЯНИИ ПРИРОДНЫХ, ТЕХНОГЕННЫХ И ОРГАНИЗАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ В УСЛОВИЯХ НЕОПРЕДЕЛЁННОСТИ
Васильев П.В., Фрянова О.В .
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 115
МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ КОРОТКИМИ ЗАБОЯМИ
Корнев Е.С.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 119
ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ СТОХАСТИЧНОСТИ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД НА ВЕЛИЧИНУ ШАГА ОБРУШЕНИЯ ПОРОД КРОВЛИ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ДЛИННЫМИ ОЧИСТНЫМИ ЗАБОЯМИ
[1]Ванякин О.В., [2]Ермаков А.Ю., [1]Фрянов В.Н.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк
2 - ОАО «Сибниииуглеобогащение» г. Прокопьевск ..... 125
ОТРАБОТКА КРУТЫХ ПЛАСТОВ ГИДРАВЛИЧЕСКИМ СПОСОБОМ С ПОПУТНОЙ ДОБЫЧЕЙ МЕТАНА
Сухоруков В.А., Фрянов В.Н., Сухоруков В.В., Шенгерей Е.Б.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 132
РАЗРАБОТКА СПОСОБОВ, КОНСТРУИРОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКИХ СРЕДСТВ И АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ВАРИАНТОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ШАХТНОГО ВОДООТЛИВА
[1]Сенкус Вас.В., [1]Вессель А.О., [1]Сенкус Вал.В. [2]Лукин М.К., [3]Лукин К.Д.
1 - Новокузнецкий филиал-институт Кемеровского государственного университета г. Новокузнецк
2 – Московский государственный горный университет г. Москва
3 – Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 135
**СЕКЦИЯ «ЭКОНОМИКА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ» ..... 140**
БУРЫЙ УГОЛЬ КАК АЛЬТЕРНАТИВНЫЙ УГЛЕХИМИЧЕСКИЙ РЕСУРС КУЗБАССА
[1]Жеребцов С.И., [1,2]Исмагилов З.Р.
1 - Институт углехимии и химического материаловедения СО РАН г. Кемерово
2 - Институт катализа СО РАН г. Новосибирск ..... 142
РАЗВИТИЕ ПОДХОДОВ К ОЦЕНКЕ НЕОДНОЗНАЧНОСТИ ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
[1]Шаклеин С. В. , [2]Писаренко М. В .
1 - Институт вычислительных технологий СО РАН
2 - Институт угля СО РАН г. Кемерово ..... 149
ОЦЕНКА ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПОТЕНЦИАЛА УГОЛЬНЫХ РЕСУРСОВ ЛИЦЕНЗИОННЫХ УЧАСТКОВ
Писаренко М.В.
Институт угля СО РАН г. Кемерово ..... 153

ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИЙ МЕХАНИЗМ ОЦЕНКИ НАПРАВЛЕНИЙ И ВЫБОРА ВАРИАНТОВ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДОВ ГИДРОДОБЫЧИ УГЛЯ
[1]Баскаков В.П., [2]Ефимов В.И., [3]Багимова Н.А.
1 - ОАО ХК «СДС-Уголь» г. Кемерово
2 – Московский государственный горный университет г. Москва ..... 156
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА РАЗРАБОТКИ СТРАТЕГИЧЕСКОГО ПЛАНА НА УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ КУЗБАССА
Щипачев М.С., Трушина Г.С.
Кузбасский государственный технический университет г. Кемерово..... 160
УЧЕТ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ РАЗВИТИЯ РЫНОЧНОЙ ЭКОНОМИКИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СТРАТЕГИИ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ РОССИИ
Трушина Г.С., Зуев К.Н.
Кузбасский государственный технический университет г. Кемерово ..... 164
ПРОБЛЕМЫ ОРГАНИЗАЦИИ ЗАРАБОТНОЙ ПЛАТЫ НА УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ КУЗБАССА
Якушкина В.А.
Кузбасский государственный технический университет г. Кемерово..... 168
ЭКОНОМИЧЕСКАЯ СРЕДА ОБИТАНИЯ ШАХТЕРСКИХ КОЛЛЕКТИВОВ В РЫНОЧНЫХ УСЛОВИЯХ
Нифонтов А.И.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 171
ОСНОВНЫЕ ПРИЧИНЫ ВОЗНИКНОВЕНИЯ И МЕТОДЫ УПРАВЛЕНИЯ ПОТЕРЯМИ УГЛЯ В НЕДРАХ
Петрова Т.В., Казанцева Г.Г., Ходич О.А.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 176
ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БЕСТАРИФНОЙ СИСТЕМЫ ОПЛАТЫ ТРУДА НА ГОРНОМ ПРЕДПРИЯТИИ
Гринкевич О.В., Лоншакова А.А.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 180
АСПЕКТЫ РЕАЛИЗАЦИИ ИЗМЕНЕНИЙ В ХОЛДИНГОВЫХ КОМПАНИЯХ
Новичихин А.В., Уланкин А.Н., Легаева Л.А.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 184
АНАЛИЗ ПЕРСПЕКТИВНОЙ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ УГЛЯ С УЧЕТОМ ВОЗРАСТАЮЩЕЙ РОЛИ ВОЗОБНОВЛЯЕМЫХ ЭНЕРГОРЕСУРСОВ В МИРОВОЙ ЭКОНОМИКЕ
Дубовик Ю.В.
Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк ..... 190
ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТЬ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ УГЛЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
Дубовик Ю.В.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 194
ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ НАПРАВЛЕНИЙ ПО ИННОВАЦИОННОМУ РАЗВИТИЮ ТАШТАГОЛЬСКОГО РУДНИКА
Медведев Б.Н., Краскина Ю.Д.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 198
НОВЫЙ ПОРЯДОК ИСЧИСЛЕНИЯ НАЛОГА НА ДОБЫЧУ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПРИ ДОБЫЧЕ УГЛЯ
Смирнова С.А.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк..... 200
ОСНОВНЫЕ АСПЕКТЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ (НА ПРИМЕРЕ УГЛЯ)
Франк Е.Я.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 203

МЕТОДИКА ОЦЕНКИ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ВАРИАНТОВ ПРИ ОПТИМИЗАЦИИ СЕЧЕНИЙ СЕТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК
Шкредова Н.С., Гаврилов Б.И.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 205
АНАЛИЗ ПОДХОДОВ К ОПИСАНИЮ И ПРОГНОЗИРОВАНИЮ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ
Эпова А. В.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 208
АНАЛИЗ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ РЕСУРСОВ В РОССИИ И ЗА РУБЕЖОМ
Смирнова М.В.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 213
РОСТ СТОИМОСТИ БИЗНЕСА ГРУППЫ ПРЕДПРИЯТИЙ ЗАО «СТРОЙСЕРВИС»
Евса Я.М.
ЗАО «Стройсервис» г. Новокузнецк ..... 219
РЕАЛИЗАЦИЯ ПРИНЦИПОВ УПРАВЛЕНИЯ СОВОКУПНОЙ СТОИМОСТЬЮ ВЛАДЕНИЯ ОБОРУДОВАНИЕМ – ОДИН ИЗ ФАКТОРОВ ПОВЫШЕНИЯ РЕНТАБЕЛЬНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА
Сотников Р.А.
ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» г. Новокузнецк ..... 222
РАЗВИТИЕ ИНФРАСТРУКТУРНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИННОВАЦИОННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ
Сапожникова Л. Ю.
Новокузнецкий филиал-институт Кемеровского государственного университета г. Новокузнецк ..... 224
ЗАНЯТОСТЬ И БЕЗРАБОТИЦА В ПЕРИОД РЕСТРУКТУРИЗАЦИИ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ КУЗБАССА
Урбан О.А.
Сибирский филиал Международного института экономики и права г. Новокузнецк ..... 227
**СЕКЦИЯ «ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЕ, ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ И ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ СИСТЕМЫ» ..... 235**
КОМПЛЕКС УПРАВЛЕНИЯ ГРУППАМИ ШАХТНЫХ ВЕНТИЛЯТОРНЫХ УСТАНОВОК
[1]Сорокин А.А., [2]Мещерин А.Т., [1]Пугачев Е.В., [1]Ваулин Г.А., [1]Сухов М.В., [2]Мещерина Ю.А., [1]Ершов А.М., [2]Иванов А.С.
1 - ООО Научно-производственная фирма «ИНТЕХСИБ» г. Новокузнецк
2 - Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 237
АВТОМАТИЗАЦИЯ ВОДООТЛИВНОЙ УСТАНОВКОЙ С РЕГУЛИРОВАНИЕМ РАБОТЫ НАСОСА В ФУНКЦИИ ХАРАКТЕРИСТИК НАПОРНОГО ТРУБОПРОВОДА
Пугачев Е.В., Бих В.В.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 240
СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ НАГРУЗКОЙ ЭЛЕКТРОПРИВОДА РЕЗАНИЯ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА ПРИ ПРОСТРАНСТВЕННОМ ПЕРЕМЕЩЕНИИ ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА
Иванов А.С., Пугачев Е.В.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 243
ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СИНХРОННОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА ОСЕВЫХ ВЕНТИЛТОРОВ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТ
Козлов Ю.В.
Институт горного дела СО РАН г. Новосибирск ..... 247

ГЕНЕТИЧЕСКИЙ АЛГОРИТМ ОПТИМИЗАЦИИ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОЙ СОВМЕСТИМОСТИ В СИСТЕМАХ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ
Тимофеев А.С.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 252
САМООРГАНИЗАЦИЯ НЕЛИНЕЙНЫХ ОБЪЕКТОВ УПРАВЛЕНИЯ
Кунинина Д.В.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 254
АНАЛИЗ ПАРАМЕТРОВ ЭЛЕКТРОПОТРЕБЛЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ ЮГА КУЗБАССА
Кузнецова Е.С., Кипервассер М.В., Свирская Г.С., Инжелевская О.В.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 263
УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ ГРУЗОПЕРЕВОЗОК НА ОСНОВЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ ЭЛЕКТРОННОГО ДОКУМЕНТООБОРОТА
Приступа Ю.Д.
ОАО «СУЭК-Кузбасс» г. Ленинск-Кузнецкий ..... 266
АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ СИСТЕМА НОМЕРНОГО УЧЕТА ВАГОНОВ В ПРОИЗВОДСТВЕННО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМ ПРОЦЕССЕ ПОГРУЗОЧНО-ТРАНСПОРТНОГО УПРАВЛЕНИЯ ОАО «СУЭК-КУЗБАСС»
Приступа Ю.Д.
ОАО «СУЭК-Кузбасс» г. Ленинск-Кузнецкий ..... 270
АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ СИСТЕМА ОПЕРАТИВНО-ДИСПЕТЧЕРСКОГО УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ КОМПЛЕКСОМ УСТАНОВКИ ПО ОБОГАЩЕНИЮ УГЛЯ В ООО «УК «РАЗРЕЗ СТЕПНОЙ»
Березин Д.Г., Халимов В.А.
ООО «Научно-исследовательский центр систем управления» г. Новокузнецк ..... 277
ОАО «ВОЛГАБУРМАШ»: НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ БУРЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН НА КАРЬЕРАХ
Щербаков А.П.
ОАО «Волгабурмаш» г. Самара ..... 281
МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВДАВЛИВАНИИ ИНДЕНТОРА В СТЕНКИ СКВАЖИНЫ
Корнеев В.А.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 284
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТРЕХМЕРНЫХ ВИРТУАЛЬНЫХ МОДЕЛЕЙ МЕСТНОСТИ В УЧЕБНОМ ПРОЦЕССЕ
Новоселов Д.Б., Новоселова В.А.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 288
**СЕКЦИЯ «БЕЗОПАСНОСТЬ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ УГЛЯ И ШАХТНОГО МЕТАНА, ПРИМЕНЕНИЯ УГЛЕПРОДУКТОВ И ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ» ..... 292**
АНАЛИЗ КОНСТРУКТИВНЫХ СХЕМ И ОСОБЕННОСТИ РАБОТЫ МОДУЛЕЙ ПОРОШКОВОГО ПОЖАРОТУШЕНИЯ
[1]Казанцев В.Г., [1]Кулявцев Е.Я., [2]Дурнин М.К.
1 - Бийский технологический институт (филиал) Алтайского государственного технического университета г. Бийск
2 - ООО «Сибэлектро» г. Новокузнецк ..... 294
ПОЧЕМУ ТЕХНОЛОГИЯ БАБИЧЕВА Н.И. (CAVITY) ДОЛЖНА РАБОТАТЬ И ПРЕДПОЛОЖИТЕЛЬНО РАБОТАЕТ В США ПО СЕГОДНЯШНИЙ ДЕНЬ
Шестопалов А.В.
Институт проблем комплексного освоения недр РАН г. Москва ..... 300

МИКРОПОРИСТЫЕ УГЛЕРОДНЫЕ АДСОРБЕНТЫ ИЗ УГЛЯ, КОКСОВ И СОЕДИНЕНИЙ МОДЕЛИРУЮЩИХ ИХ СТРУКТУРУ
[1]Самаров А.В., [1]Барнаков Ч.Н., [1,2]Исмагилов З.Р.
1 - Институт углехимии и химического материаловедения СО РАН г. Кемерово
2 - Институт катализа СО РАН г. Новосибирск ..... 308
ОКИСЛИТЕЛЬНОЕ МОДИФИЦИРОВАНИЕ БУРОГО УГЛЯ БАЛАХТИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАНСКО-АЧИНСКОГО БАССЕЙНА
[1] Семенова.С.А., [1]Федорова Н.А., [1]Заостровский А.Н., [1]Лырщиков С.Ю., [1,2]Исмагилов З.Р.
1 - Институт углехимии и химического материаловедения СО РАН г. Кемерово
2 - Институт катализа СО РАН г. Новосибирск ..... 312
СПОСОБ ПЕРЕРАБОТКИ ГАЗООБРАЗНОГО УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ, В ТОМ ЧИСЛЕ ШАХТНОГО МЕТАНА, В МОТОРНОЕ ТОПЛИВО С ПРИМЕНЕНИЕМ ПЛАЗМОХИМИЧЕСКОЙ ТЕХНОЛОГИИ
[1]Фомин В.В., [1]Соломичев М.Н., [2]Лукашов В.П., [2]Фомин В.М., [3]Мысов В.М., [3]Ионе К.Г.
1 - ООО «МетанЭнергоРесурс» г. Кемерово
2 - Институт теоретической и прикладной механики СО РАН
3 - ЗАО «Сибирская технологическая компания «Цеосит» г. Новосибирск ..... 317
УДАРООПАСНОСТЬ ГОРНОГО МАССИВА И ГЕОДИНАМИЧЕСКОЕ РАЙОНИРОВАНИЕ НА ПОДЗЕМНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ СИБИРИ
Цинкер Л.М., Смирнов С.М., Ю.Г. Матвеев, А.И. Веселов
ООО «ВостНИГРИ» г. Новокузнецк ..... 322
ЗАКЛАДОЧНЫЙ КОМПЛЕКС ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЭФФЕКТИВНЫХ И БЕЗОПАСНЫХ УСЛОВИЙ ОТРАБОТКИ БАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ НА ТАШТАГОЛЬСКОМ ФИЛИАЛЕ ОАО «ЕВРАЗРУДА»
Цинкер Л.М., Смирнов С.М.
ООО ВостНИГРИ г. Новокузнецк ..... 326
ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОГО ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА ПОДЗЕМНЫХ ШАХТАХ СИБИРИ НА БАЗЕ КОМПЛЕКСНОГО РАДИАЦИОННОГО КОНТРОЛЯ ЕСТЕСТВЕННОЙ РАДИОАКТИВНОСТИ
Цинкер Л.М., Волынер А.М .
ООО «ВостНИГРИ» г. Новокузнецк ..... 331
ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ «МУРЗИНСКОЕ-1» В КРАСНОЩЕКОВСКОМ РАЙОНЕ АЛТАЙСКОГО КРАЯ
[1]Цинкер Л.М., [1]С.М. Смирнов, [2]В.Е. Чепуров, [2]Е.В. Чепуров
1 - ООО ВостНИГРИ, г. Новокузнецк
2 - ООО «Артель старателей «Поиск» п. Краснощеково, Алтайский край ..... 338
СИСТЕМА ИСКУССТВЕННОЙ ВЕНТИЛЯЦИИ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ РАЗРЕЗА
Каширин А.В., Криволапов В.Г.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 344
ОЦЕНКА ФАКТИЧЕСКИХ И ПРОЕКТНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДЕГАЗАЦИИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ
Сенкус Вал. В., Криволапов В.Г., Фрянов В.Н.
Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк ..... 345
РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ КОТЛОВ МАЛОЙ МОЩНОСТИ НА ВОДОУГОЛЬНОМ ТОПЛИВЕ
[1]Карпенок В.И., [1]Мурко В.И., [2]Дзюба Д.А., [2]Федяев В.И.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет
2 - ЗАО НПП «Сибэкотехника» г. Новокузнецк ..... 348

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА СЖИГАНИЯ ВОДОУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА
[1]Мурко В.И., [2]Риестерер А., [1]Цецорина С.А., [2]Федяев В.И., [1]Карпенок В.И.
1 -- Сибирский государственный индустриальный университет
2 - ЗАО НПП «Сибэкотехника» г. Новокузнецк ..... 350
ОТРАБОТКА УГЛЕЙ С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ЕСТЕСТВЕННЫХ РАДИОНУКЛИДОВ НА ПРИМЕРЕ УРТУЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В ЗАБАЙКАЛЬЕ
Сидорова Г.П.
Читинский государственный университет г. Чита ..... 355
ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ПРОДУКТОВ ПРОМЫШЛЕННОСТИ
Грибанова Г.И., Горлова Е.Ю.
Кузбасский государственный технический университет г. Кемерово ..... 359
К ВОПРОСУ УТИЛИЗАЦИИ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА СЭНДВИЧ-ПАНЕЛЕЙ ИЗ БАЗАЛЬТОВОГО ВОЛОКНА
[1]Черепанов К.А., [2]Мирошник А.И.
1 – Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк
2 – Администрация Кемеровской области г. Кемерово ..... 361
[1]Клишин В.И., [1]Кокоулин Д.И., [1]Кубанычбек Б., [2]Гуртенко А.П.
1 - Институт горного дела СО РАН г. Новосибирск
2 - ОАО «Спецгидравлика» г. Новосибирск……362

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 24.05.2011г. Формат бумаги 60х84 1/16. Бумага писчая.
Печать офсетная. Усл.печ.л. 29,1 Уч.-изд. л. 31,02 Тираж 1000 экз. Заказ 424

Сибирский государственный индустриальный университет
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42. Издательский центр СибГИУ