

Федеральное агентство по образованию

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

ЗАО «Кузбасская ярмарка»

**К 80-ЛЕТИЮ СИБИРСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО  
ИНДУСТРИАЛЬНОГО УНИВЕРСИТЕТА**

**Международная научно-практическая конференция**

# **НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ**

**Сборник научных статей**

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Новокузнецк  
2010

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, 2010. – 493 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, технологии добычи и использования метана и углепродуктов, промышленная и экологическая безопасность. 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. Е.П. Волынкина, 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)

## **ПЛЕНАРНОЕ ЗАСЕДАНИЕ**





## МЕТОДИКА ПРОГНОЗА ПРЕДАВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЙ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

*Фрянов В.Н., Павлова Л.Д.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,  
г. Новокузнецк, Россия*

В угольной промышленности России исторически сложилась схема разделения направлений исследований по проблемам горного дела: совершенствование существующих и создание новых технологий угледобычи осуществляли ИГД им. А.А. Скочинского, ВНИИ-гидроуголь, МГГУ; изучение геомеханических процессов проводилось под методическим руководством учёных ВНИМИ; газодинамические процессы исследовались ВостНИИ, МакНИИ; проблемы пожарной безопасности угольных шахт решали ВостНИИ, РосНИИГД и т.д.

По результатам реализации такой разрозненной схемы были созданы по каждому направлению исследований локальные нормативные документы, в которых часто рекомендации, принятые по разным методикам, противоречили друг другу. Например, до сих пор нет чётких признаков идентификации горного удара и внезапного выброса, отсутствуют зависимости объёма газового коллектора и шагов обрушения пород кровли, нет связи между параметрами пучения пород почвы и объёмами выделяющегося из почвы метана, в методических рекомендациях геомеханические параметры устанавливаются на основе гравитационного поля напряжений, то есть, как правило, не учитываются геотектонические напряжения и др.

До перевода угольной отрасли на интенсивные технологии ведения горных работ существующие нормативные документы и методики можно было использовать для качественного прогноза параметров технологических схем, при которых вероятность возникновения аварий была не высокой или последствия аварий были в пределах допустимого риска. После перехода на интенсивные технологии надёжность действующих методик резко снизилась, так как за счёт интенсификации технологических, геомеханических и газодинамических процессов происходит их совокупное одновременное влияние на промышленную безопасность угольных шахт, что проявилось в виде аварий на шахтах «Тайжина», «Ульяновская», «Юбилейная», «Распадская» в Кузбассе.

Таким образом возникла актуальная научно-практическая проблема прогноза предаварийной ситуации при совокупном влиянии технологических, организационных, геомеханических и газодинамических процессов. Возможности решения этой специфической для угольных шахт России проблемы весьма ограничены, так как отсутствует научный интеллектуальный потенциал вследствие ликвидации или деградации научно-исследовательских горных институтов, ограничена возможность проведения натурных экспериментов в условиях шахт вследствие ограничения доступа исследователей, в том числе студентов и аспирантов, на частные горные предприятия и др.

Наиболее активная часть научных работников сохранилась в вузах горного профиля и некоторых институтах Российской академии наук. За последние 15 лет период в этих организациях разработаны теоретические основы и компьютерное программное обеспечение, проведены экспериментальные исследования, на основе которых выявлены следующие закономерности проявления геомеханических и газодинамических процессов и их взаимодействия [1-5]:

- в пределах локальных геотектонических участков месторождений горизонтальные напряжения могут в 2-3 раза превышать гравитационные вертикальные;
- в окрестности горных выработок происходит зональная дезинтеграция горных пород, а механические напряжения могут менять знак и направление;
- горный массив под влиянием нагрузки деформируется и разрушается как блочная иерархическая система;

– между ядром Земли и её геосферными оболочками происходит миграция метана по глубинным каналам литосферы, скопление его в природных резервуарах-ловушках и внезапных выделений в горные выработки и на поверхность.

Установленные закономерности не могут быть реализованы на угольных шахтах, так как отсутствует нормативная документация, регламентирующая принятие технологических и технических решений по безопасного ведения горных работ. В этой связи в Сибирском государственном индустриальном университете на основе результатов исследований [1-5 и др.] разработаны научные основы и структура методики прогноза предаварийных ситуаций на угольных шахтах.

Область применения методики: угольные шахты Кузбасса, отрабатывающие свиты пологих и наклонных газоносных пластов. Назначение методики: прогноз и профилактика предаварийных ситуаций на угольных шахтах. Принятые в методике методы прогноза предаварийных ситуаций: математическое моделирование взаимодействующих геомеханических, газодинамических и технологических процессов; автоматизированный мониторинг этих процессов; настройка входных параметров математической модели по результатам мониторинга; имитационное компьютерное моделирование процессов в соответствии с календарным планом развития горных работ; выявление опасных зон и риска возникновения аварии или инцидента; разработка мероприятий и рекомендаций по профилактике аварийных ситуаций.

В методике систематизированы результаты многолетних исследований ИУУ СО РАН, ВНИМИ, ВостНИИ, а также авторские компьютерные программы, результаты натурных наблюдений специалистов и преподавателей СибГИУ. Выделены основные факторы, влияющие на предаварийную ситуацию: метан в зоне сдвижения горных пород, в том числе в почве отрабатываемого пласта, и в горных выработках; скорость изменения объема газового коллектора в выработанном пространстве; источники воспламенения с энергией, достаточной для возникновения очага самовозгорания метана, пыли, угля и др.; угольная пыль в очистном выработанном пространстве и горных выработках; склонность к самовозгоранию разрыхленного угля в выработанном пространстве.

Новыми в методике являются: разработанные алгоритмы, обеспечивающие прогноз предаварийных ситуаций на стадии разработки проектной документации, строительства шахты и её эксплуатации с целью прогноза и профилактики аварий и инцидентов.

Основная концепция прогноза аварийных ситуаций при подземной разработке угольных пластов базируется на адаптации к горным процессам формулы Байеса, согласно которой прогнозируемая вероятность аварии при совокупном влиянии множества факторов может быть вычислена по априорной и условной вероятностям аварии при влиянии отдельных факторов (признаков).

Возможность реализации этой концепции в стохастической среде базируется на следующих принципах и ограничениях:

- принцип запаздывания интенсивности геомеханических и газодинамических процессов от интенсивности выемки угля в очистном забое;
- принцип периодичности интенсивности геомеханических и газодинамических процессов по длине выемочного столба при отработке его длинным очистным забоем с управлением кровлей полным обрушением;
- принцип эмерджентности.

Сущность принципа эмерджентности состоит в том, что взаимодействие технологических, геомеханических и газодинамических процессов приводит к возникновению в углепородном массиве и горных выработках новых явлений, интенсивность которых выше, а последствия опасней по сравнению с частными воздействиями на углепородный массив технологии, горного давления, метана, угольной пыли, самовозгорания угля и др.

В горной практике проявление этого принципа отчётливо прослеживается при возникновении аварий и инцидентов. Например, из практики известно, что на газовых шахтах в выработанном пространстве и в зоне сдвижения всегда присутствует метан. Процесс сдви-

жения подработанных пород кровли характеризуется периодичностью: зависанием и обрушением породных консолей и блоков и, соответственно, периодическим изменением объёма газового коллектора в зоне сдвижения с выбросом при каждом обрушении пород кровли части метановоздушной смеси в горные выработки с загазированием последних. При обрушении пород кровли происходит перемещение соседних породных блоков относительно друг друга и возникает фрикционное искрение с образованием источника открытого огня. Наличие угольной пыли в выработанном пространстве и подготовительных выработках при соответствующих условиях приводит к взрыву пыли и пылеметановой среды. Угольные целики и разрыхленный уголь в выработанном пространстве являются причиной возникновения эндогенных пожаров.

Анализ актов специального расследования несчастных случаев на производстве со смертельными и тяжелыми исходами показывает, что накопление причин происходит постепенно, люди привыкают к изменяющейся ситуации и, как правило, не реагируют на это. Например, аксиомой является наличие на газовых шахтах метана. Люди воспринимают наличие метана и проводят профилактические мероприятия по снижению его концентрации до предельной. Аналогично люди относятся к угольной пыли, склонности угля к самовозгоранию, затопленному водой выработанному пространству и т.д. Но интеграция этих причин происходит, как правило, независимо от людей.

В методике разработан алгоритм прогноза вероятности и тяжести аварии с использованием принципа эмерджентности и закона диалектики перехода количественных изменений в качественные. Действительно, накопление количества причин и факторов до определённого предела приводит к новому качественному состоянию объекта. На рисунке 1 по разработанному алгоритму рассмотрены сочетания разного количества одновременного проявляющихся факторов (признаков).

Количество сочетаний определяется по формуле

$$C_k^r = \frac{k!}{r!(k-r)!}, \quad (1)$$

где  $C_k^r$  – число всех различных сочетаний факторов (признаков);  $k$  – количество всех факторов (признаков), на рисунке 1 равно 5;  $r$  – количество взаимодействующих факторов (признаков).

Вероятность ( $p_i$ ) появления отдельного сочетания независимых факторов (признаков) определяется по формуле

$$p_i = \frac{1}{C_k^r}. \quad (2)$$

Условная вероятность ( $P_j$ ) появления отдельного сочетания факторов (признаков) вычислялась как произведение вероятностей по формуле

$$P_j = p_1 \cdot p_2 \cdot p_3 \cdot \dots \cdot p_j. \quad (3)$$

Результаты вычисления условной вероятности появления сочетания факторов изображены в виде графика на рисунке 2. Из графика следует, что вероятность сочетания факторов (признаков) снижается при увеличении количества взаимодействующих факторов.

После достижения определённой суммы причин управляемый объект переходит в новое качество и становится неуправляемым, так как методы управления и принятия решений для нового состояния объекта становятся не эффективными, и объект переходит в катастрофическое состояние (рисунок 3). Как следует из рисунка при взаимодействии одновременно четырёх и более факторов тяжесть аварии становится катастрофической.

Для разработки окончательного варианта методики прогноза предаварийных ситуаций необходимо выполнить следующие работы:

- разработать комплексную программу проведения шахтных, лабораторных и аналитических исследований с целью обобщения и накопления базы данных, знаний о последствиях взаимодействия организационных, технологических, геомеханических и газодинамических процессов;

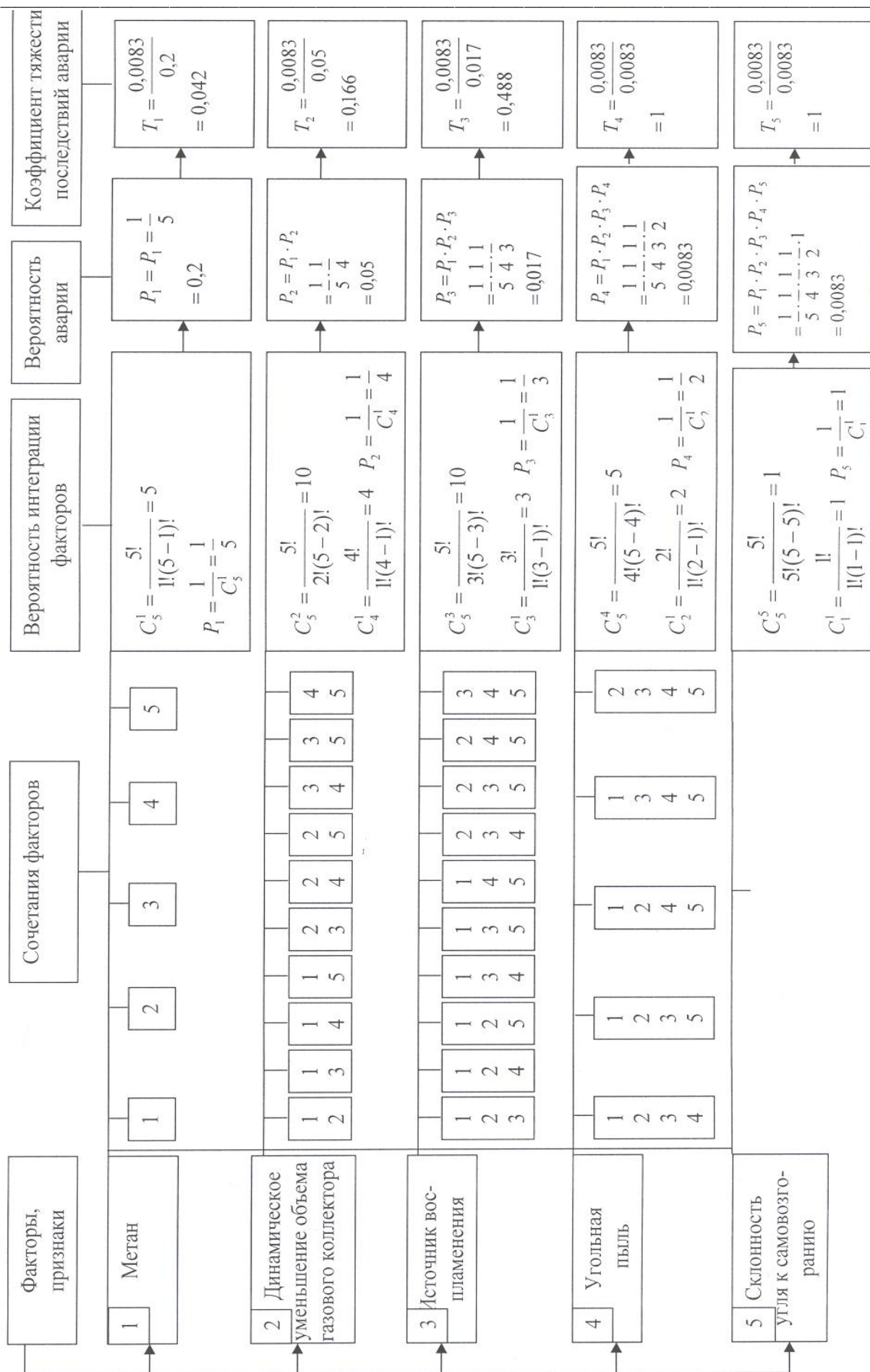


Рисунок 1 – Схема формирования вероятности возникновения предаварийной ситуации



Рисунок 2 – График зависимости вероятности аварии от количества действующих одновременно факторов

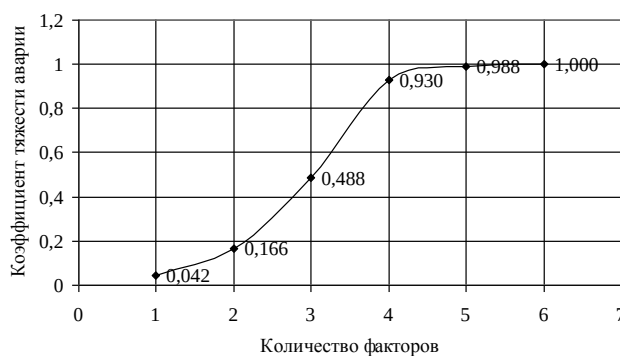


Рисунок 3 - График зависимости тяжести аварии от количества действующих одновременно факторов

- разработать первую редакцию методики;
- провести апробацию методики на действующих шахтах в основных угольных бассейнах России;
- провести корректировку и разработать окончательный вариант методики в виде нормативного документа в соответствии с требованиями Ростехнадзора;
- провести корректировку нормативных документов по реализации обоснованных по методике рекомендаций и мероприятий по профилактике аварий и инцидентов.

Выполнение указанных этапов работ по созданию методики прогноза предаварийных ситуаций возможно только при объединении усилий учёных и практиков и наличии устойчивого финансирования работ как на этапе разработки методики, так и её авторского сопровождения.

#### Список литературы

1. Опарин В.Н. Сибирская школа геомехаников академика М.В. Курлени: основные достижения и перспективы развития//Геомеханика и напряжённое состояние недр Земли. Труды международной конференции / В.Н. Опарин. - Новосибирск: Изд-во: Институт горного дела СО РАН, 2001. –С. 7-16.
2. Нелинейная механика геоматериалов и геосред/ П.В. Макаров, И.Ю. Смолин, Ю.П. Стефанов и др. - Новосибирск: Академическое изд-во «Гео», 2007. -237 с.
3. Динамические формы проявлений горного давления/ В.Б. Артемьев, Г.И. Коршунов, А.К. Логинов, В.М. Шик. – СПб.: Наука, 2009.- 347 с.
4. Охрана подготовительных выработок целиками на угольных шахтах/ В.Б. Артемьев, Г.И. Коршунов, А.К. Логинов, Е.П. Ютяев, В.М. Шик. – СПб.: Наука, 2009.- 231 с.
5. Преслер В.Т. Информационно-математическая среда прогноза газопроявлений в угольных шахтах. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2000.- 228 с.
6. Фрянов В.Н. Состояние и направление развития безопасной технологии подземной угледобычи / В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2009. – 238 с.

**УПРАВЛЕНИЕ ПЛОЩАДНЫМ ВЫПУСКОМ УГЛЯ****<sup>1</sup>Кубанычбек Б., <sup>2</sup>Опрук Г.Ю.****1 – Институт горного дела СО РАН****2 - ОАО СИБГИПРОШАХТ****г. Новосибирск, Россия**

Основными проблемами при отработке пологих и крутых мощных угольных пластов механизированными крепями с выпуском межслоевой или подкровельной толщи угля являются большие потери угля и его разубоживание, вероятность возникновения которых зависит от способа выпуска и конструктивных особенностей средств механизации.

Для предотвращения потерь, самовозгорания и уменьшения зольности угля было создано большое количество технических средств для выпуска угля на забойный и завальный конвейера, каждое из которых обладает определенными достоинствами и существенным недостатком – при выпуске самообрушающегося угля через выпускное окно создается ограниченный размер потока в обрушенном угле, что не позволяет разрушать и выпускать крупнокусовой уголь [1].

Извлечение угля без потерь и разубоживания возможно при обеспечении выпуска угля по всей длине лавы одновременно из всех секций. Тогда контактная граница уголь – порода опускается прямолинейно и параллельно почве пласта, т.е. обеспечивается регулируемый площадной выпуск [2]. Это в значительной степени зависит от правильно выбранных параметров местоположения выпускных окон механизированной крепи, её типа, а также способа выпуска угля. Поэтому для применения такой поточной технологии необходимо изучить закономерности выпуска сыпучих материалов с изысканием новых конструкций крепей.

Процесс выпуска угля из межслоевой и подкровельной толщи определяет по своей сущности всю эффективность технологии отработки мощных пластов с выпуском угля. При отработке пластов с выпуском параметры выпуска чаще всего подбираются опытным путем. Путем обобщения опыта отработки пластов с выпуском формировались и продолжают формироваться теоретические основы выбора параметров технологии и выпуска угля по двум направлениям [3].

Первое направление сводится к изучению процессов выпуска угля через выпускные окна в секциях механизированных крепей на основе существующих теоретических положений выпуска сыпучих тел через отверстия, при этом предполагается предварительное разрушение и дробление угля в подкровельной толще, а затем организованный его выпуск через выпускные окна на транспортное средство, расположенное в подсечном слое.

Второе направление сводится к изучению процессов выпуска угля за счет саморазрушения угля в пачке горным давлением с использованием теоретических основ механики горных пород.

Для выпуска угля из межслоевой и подкровельной толщи испытаны типы всех существующих крепей: поддерживающие, оградительные и оградительно-поддерживающие.

При этом установлено, что разрушение и выпуск угля из пачек за счет сил горного давления возможен, но для этого требуются специальные крепи, имеющие приспособления для выпуска угля и достаточно высокие силовые параметры.

Возможность управляемого площадного выпуска угля в технологиях выемки мощных пластов с самообрушением во многом зависит от правильно выбранных параметров механизированной крепи, её типа, местоположения выпускных окон и способа выпуска угля. По существующей технологии отработки мощных пластов по длине лавы в механизированном комплексе с выпуском подкровельной (межслоевой) толщи угля на завальный конвейер при увеличении количества открытых затворов не обеспечивается повышение производительности выпуска, а значит, полностью отсутствует возможность площадного управляемого выпуска угля.

Неподвижный угольный массив, соприкасающийся с поверхностью завального скребкового конвейера, уплотняется и создает большие усилия и силы трения на конвейере, от которых в первую очередь зависят его износ и расход энергии. Это не только ухудшает истечение, но и наносит ущерб с точки зрения ухода за установкой и потребления ею энергии. На основе проведенных исследований установлено [1]:

- чтобы сделать завальный скребковый конвейер эффективным по всей площади выпускного отверстия, его производительность должна возрасти в направлении движения выпуска угля;
- значительные потери и разубоживание угля происходят в существующих системах вследствие невозможности обеспечения площадного управляемого выпуска угля;
- для получения единого потока сыпучего материала необходимо рассредоточить выпускные отверстия по площади и расположить их на расстоянии, не превышающем размер зоны потока каждого из них, а выпуск осуществлять одновременно.

Для управления процессом перемещения самообрушающегося угля над секциями механизированной крепи необходим принудительный выпуск угля регулируемые по производительности питателями.

Питатель должен равномерно выпускать уголь по всей площади проема перекрытия, выполненного в секции механизированной крепи. Кроме того, производительность питателя должна регулироваться в широком диапазоне. Техническим решением предусматривается одновременная работа группы питателей на один забойный скребковый конвейер. Количество питателей, работающих в группе, определяют технической возможностью скребкового конвейера. Учитывая, что питатели работают примерно в одинаковых условиях, их средневзвешенные производительности могут быть отрегулированы до необходимой величины полной загрузки скребкового конвейера при работе группы питателей. Если питатели обеспечивают выпуск угля по всему сечению проема перекрытия, а их производительность регулируют, то можно в очистном пространстве образовать поток угля с определенной скоростью движения.

Лабораторные работы [1] дали возможность оценить влияние конструктивных параметров питателя механизированной крепи с принудительным выпуском самообрушающейся угольной толщи на характер изменения фигуры потока сыпучей массы и определить производительность истечения угля, режим регулирования истечения кусковатого угля:

$$Q=f(l, A, \gamma, H, Z, S, \alpha, K),$$

где  $Q$  – производительность выпуска;  $l$  – место положения питателя относительно выпускного окна;  $A$  – длина хода питателя;  $\gamma$  – угол наклона задней ограждающей части механизированной крепи;  $H$  – высота выпускного окна;  $Z$  – заслон;  $S$  – высота рифления питателя;  $\alpha$  – угол наклона питателя;  $K$  – кусковатость угля.

Указанная совокупность параметров позволяют получить строго определенный размер движущегося потока самообрушающегося угля из подкровельной толщи.

Проведенными исследованиями установлено, что это возможно при использовании питателя с движущейся верхней частью [1]. Угол наклона жесткой плиты питателя должен быть  $10^\circ$ – $20^\circ$  к горизонту в сторону разгрузки угля. При угле наклона менее  $10^\circ$  на завальном конце питателя образуется застойная зона (рисунок 1, а). Поток угля под действием собственного веса пережимает движущийся уголь по питателю. При увеличении угла наклона жесткой плиты плунжерного питателя с  $10^\circ$  до  $15^\circ$  уменьшается застойная зона на его завальном конце (рисунок 1, б). С увеличением угла наклона жесткой плиты с  $15^\circ$  до  $25^\circ$  угол наклона зоны потока с обеих сторон увеличивается до  $85^\circ$ , образуя вертикальные стенки. Это исключает образование застойной зоны на желобе (рисунок 1, в). Наиболее рациональным в данном случае будет угол наклона жесткой плиты в пределах  $10^\circ$ – $20^\circ$  к горизонту, так как при этих углах наиболее эффективно управление выпуском.

За счёт большой площади потока угля исключается его зависание, создаются благоприятные условия для обрушения пород. Для труднообрушаемой кровли требуются специальные технологические приёмы, которые описаны в работе [4].



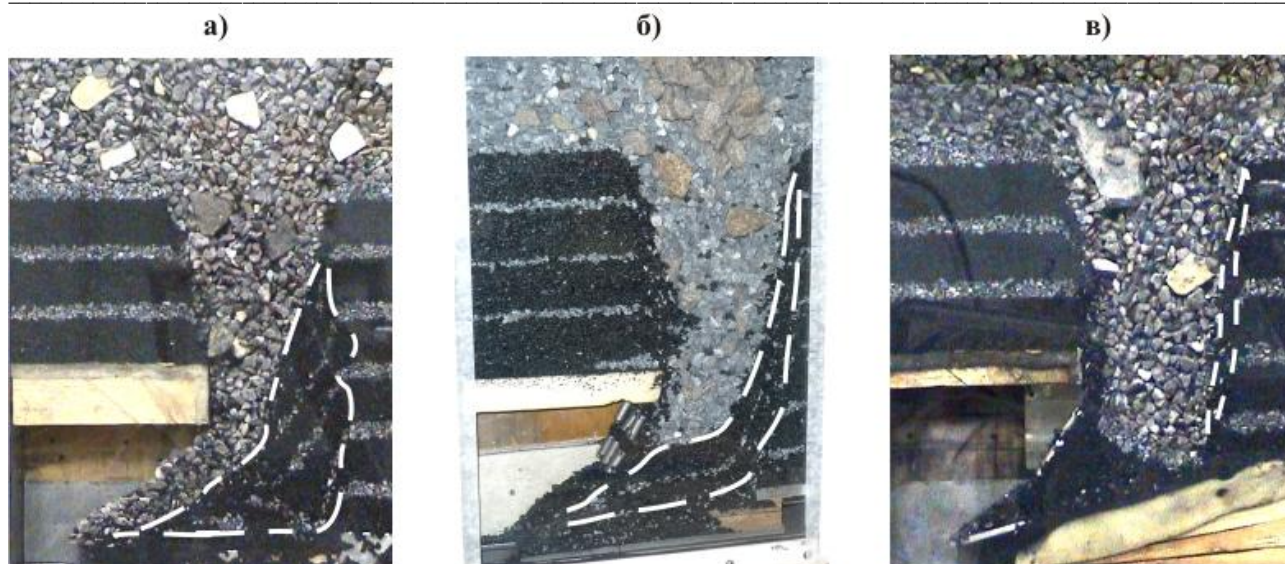


Рисунок 1 - Влияния типа питателя на показатели извлечения угля:

- а) - плоский питатель на почве пласта; б) – клиновой питатель;  
в) – клиновой питатель с движущейся верхней частью

Для обеспечения работоспособности при принудительном выпуске крупнокускового угля после самообрушения необходим питатель, жёсткая плита которого имеет клиновые рифления. Исследованиями установлено, что эффективная высота рифлений 75÷125 мм. При увеличении высоты рифлений повышается производительность, но при этом растёт расход энергии и возможность расклинивания при попадании крепких кусков породы.

Установлено также, что для обеспечения равномерного движения угля по длине желоба рациональный ход жёсткой плиты должен быть равен  $1/4 \div 1/10$  ширины ленты лавы. При этом стабильность процесса движения нарастает, если расстояния между рифлениями на 5÷30% меньше величины хода питателя, что компенсирует процесс расширения и сжатия угля при смене направления движения питателя.

Целесообразно днище жёлоба на одном конце шарнирно связать с основанием, а на другом конце снабдить гидродомкратами, установленными между днищем жёлоба и основанием. Это обеспечивает доступ к приводу гидродомкрата передвижения секции механизированной крепи.

Питатель снабжен двумя гидроцилиндрами, закреплёнными на жёсткой плите. Это повышает надёжность работы за счет обеспечения равномерного движения жесткой плиты и, как следствие, исключения её заклинивания при выходе негабаритных кусков и упрощает обслуживание за счет обеспечения доступа к приводу питателя без освобождения жёлоба от самообрушающегося угля, разборки и подъема жёсткой плиты.

Внешний вид механизированной крепи с устройством регулируемого выпуска угля на забойный конвейер представлен на рисунке 2. Высота механизированного забоя, оборудованного данной крепью составляет 2,5 – 3,5 м. Выпуск угля производится после передвижения комплекса на шаг выпуска, равный 3÷4 передвижкам крепи.

Таким образом, применение питателей на выпуске и погрузке подкровельной (межслоевой) толщи в механизированных крепях с выпуском самообрушающегося угля является новым направлением в создании высокопроизводительных технологий в угольной отрасли. Поэтому необходимо провести исследования по изучению основных зависимостей и закономерностей, определяющих рациональные параметры площадного выпуска угля в технологиях выемки мощных пластов с самообрушением.

Исследования проводили на объемном стенде с прозрачными стенками. Выпускалась угольная фракция – размеры частиц 20-25 мм. Покрывающими породами служила щебенка



размером 50-70 мм. Масштаб стенда по отношению к натуральным размерам механизированного комплекса 1:18. Расположение устройства регулируемого выпуска подкровельной толщи угля в днище стенда показано на рисунке 3. Заслон, закрывающий выпускное окно, выполненный в виде элементов, соединённых цепями обеспечивает открытие выпускного окна на все сечение, что позволяет образовать поток самообрушающегося угля на всю высоту выпускного окна, а также обеспечивать безопасность управления выпуском самообрушающегося угля (рисунок 4).

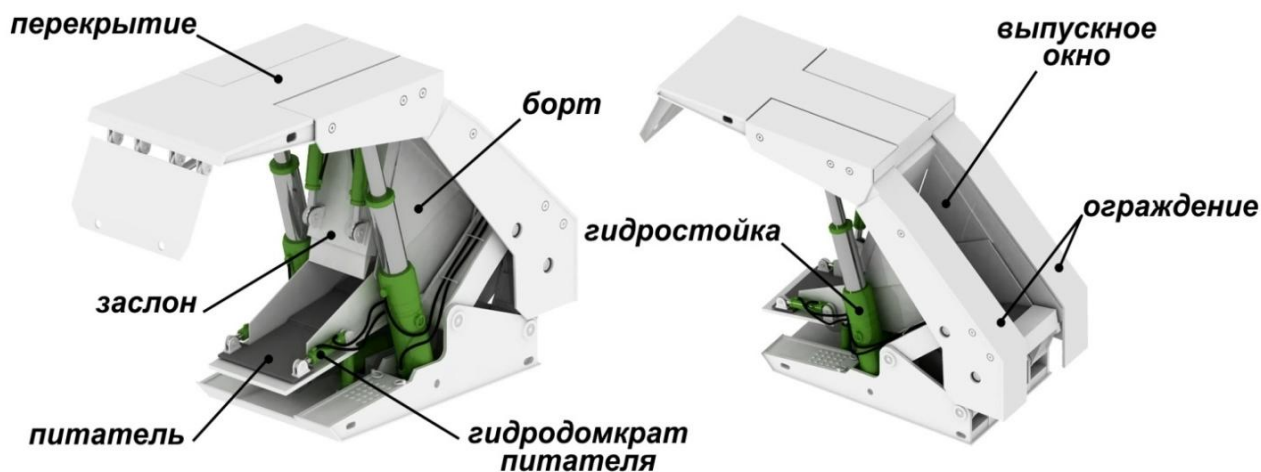


Рисунок 2 - Общий вид механизированной крепи с регулируемым выпуском угля на забойный скребковый конвейер

При проведении опытов исследовали влияние конструктивных параметров устройства регулируемого выпуска угля и порядка выпуска на его результаты.

Высота подкровельной толщи принималась 2,5 м. Покрывающих пород 2 м. Выпуск производили в несколько стадий. В отдельных стадиях порядок выпуска был поочередный, поочередный одновременный, одновременно-площадный, хаотичный. Подготовленная к выпуску масса угля подкровельной толщи ложится на крепь и заполняет люки крепи. Последовательным или одновременным включением одного или группы питателей производится погрузка угля на забойный конвейер.



Рисунок 3 - Расположение устройства регулируемого выпуска подкровельной толщи угля в днище стенда



Рисунок 4 - Заслон, закрывающий выпускное окно

Поочередный выпуск – когда выпускают уголь вначале из одной секции крепи до появления в желобе питателя пустой породы, т.е. щебенки, затем выпуск производится из рядом расположенной секции (рисунок 5, а, б).

Поочередный одновременный – когда вначале одновременно выпускают уголь из двух секций до появления на выпускном окне пустой породы, затем из рядом расположенных секций (рисунок 5, в-з) и т.д.

Одновременно-площадной выпуск - когда выпуск подкровельной толщи выпускают одновременно из нескольких секций исходя из расчета производительности забойного скребкового конвейера (рисунок 5, и, к).

Хаотичный выпуск производили – с учетом реальной практики, когда предельное отношение линейного размера выпускного окна к наибольшему размеру кусков максимальной фракции менее 4-5, т.е. при массовом выпуске встречались глыбы до 1 м в ограждении секции крепи (рисунок 5, л-у). Конечно, расчет выпускного окна на такие куски производиться не может (рисунок 5, т).

При проведении опытов наблюдали перемещения всего потока угля и горной массы к выпускным окнам, физическую сущность процессов, происходящих при выпуске, количество выпускаемой угольной массы, объема выпускаемой разубоженной массы и потерь в зависимости от очередности и способа выпуска.



Рисунок 5 - Результаты исследований различных методов управляемого площадного выпуска угля

Из рисунка 5 видно следующее.

1. Порядок выпуска оказывает большое влияние на все качество выпуска. Изменяются не только результаты выпуска чистой угольной массы и потери, но существенно изменяется картина разубоживания.

2. Наилучшие результаты выпуска получаются при одновременно-площадном выпуске, а худшие при поочередном одиночном и хаотичном выпуске негабаритов.

3. Размеры выпускного окна оказывают существенное влияние на качество выпуска, так на рисунок 5, л видно, что при свободно открытом затворе нарушается равновесие частиц, лежащих на затворе, и они под действием сил тяжести выпадают, нарушая равновесие

угольного массива над затвором. Так происходит непрерывное нарушение равновесия и высыпание непрерывного потока угля. В движение вовлекаются покрывающая порода, постепенно заполняя освобождаемое углем место тем самым создав воронку внедрения-клин.

4. Опыты показали, что над выпускным окном в движение приходит не вся угольная масса, заключенная в стенде, а только часть ее, прилегающая к выпускному окну, что подтвердилось при вскрытии стенда. На рисунке 5, *и* видно, что движение сыпучей среды при выпуске происходит в пределах определенной зоны, расположенной над выпускным окном, которую Н.Г. Дубынин [5] назвал зоной потока. Зона потока – это пространственная фигура, образующаяся при выпуске в сыпучей среде над выпускным отверстием, внутри которой частицы одновременно участвуют в движении.

5. Управление процессом перемещения самообрушающегося угля над секциями механизированной крепи обеспечивает площадной принудительный выпуск угля регулируемые по производительности питателями и, как следствие, высокую производительность, минимальные потери и зольность угля.

Результаты исследования управляемого площадного выпуска угля в технологиях выемки мощных пластов с самообрушением могут использоваться проектировщиками при разработке проектов на отработку мощных пластов, конструкторами при конструировании механизированных комплексов для отработки мощных пластов с выпуском угля.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРА

1. Клишин В.И., Фокин Ю.С., Кокоулин Д.И., Кубанычбек уулу Б. Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля. Сибирская издательская фирма «Наука» РАН, 2007. – 134 с.
2. Саламатин А.Г. Подземная разработка мощных пологих угольных пластов. // М.: Недра, 1997 – 407 с.
3. Шундулиди И.А., Марков А.С., Калинин С.И., Егоров П.В. Выбор параметров технологии отработки мощных пологих пластов с выпуском межслоевых и подкровельных пачек угля. // Кемерово.-1999.-258 с.
4. Клишин В.И. Адаптация механизированных крепей к условиям динамического нагружения. – Новосибирск: Наука, 2002. – 200 с.
5. Дубынин Н.Г. Выпуск руды при подземной разработке. Москва 1965. – 266 с.

УДК 622.271.1

#### ОБОБЩЕНИЕ И СИСТЕМАТИЗАЦИЯ ИНОСТРАННОГО ОПЫТА РАЗРАБОТКИ ОБВОДНЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

*Бобыльский А.С.*

*Институт горного дела СО РАН*

*г. Новосибирск, Россия*

В настоящее время освоением обводнённых месторождений минеральных ресурсов занято большинство промышленно развитых стран, что обусловлено истощением запасов полезных ископаемых, расположенных в благоприятных условиях. При современном состоянии техники и технологии подводная добыча полезных ископаемых в ряде случаев может быть более экономична по сравнению с традиционной разработкой. Исключение из технологического цикла буровзрывных работ, нескольких стадий дробления и некоторых других вспомогательных операций снижает себестоимость добываемых полезных ископаемых.

В ряде государств подводные горные работы ведутся не один десяток лет и имеют большой удельный вес в общем объеме добычи полезных ископаемых.



Технологические схемы, применяемые в настоящее время на разработке обводнённых месторождений за рубежом, можно разделить на две группы:

– к I группе относятся технологии с использованием гидромеханизации и средств, традиционно применяемых при разработке подводных месторождений полезных ископаемых;

– II группа представлена сухой техникой, адаптированной под конкретную технологию разработки обводнённых месторождений.

Существуют технологические схемы, в которых совместно используется техника первой и второй группы.

Ниже описывается опыт использования технологических схем разработки подводных месторождений.

***Использование оборудования, традиционно применяемого при подводной добыче полезных ископаемых.***

1. Проект отработки бурогоугольного месторождения, расположенного непосредственно в русле Дуная (Сербия), предложен фирмой O&K, совместно с Горным институтом в Белграде (рисунок 1). Вариант подводной технологии был выбран по эколого-экономическим соображениям. Запасы угля оцениваются в 300 млн. т, мощность пласта до 13 м при глубине залегания до 65 м (коэффициент вскрыши –  $3,8 \text{ м}^3/\text{т}$ ). Водоприитоки в выработки составляют  $17 \text{ м}^3/\text{т}$  и выше [4].

2. При строительстве карьера Westfield потребовалась выемка слоя болотистых отложений (торф, песок, ил, глина) мощностью 9 – 12,5 м. Наиболее приемлемым решением признано использование земснаряда всасывающего типа с фрезерным рабочим органом, т.к. обводнённость и неустойчивость материала исключали применение тяжёлой землеройной техники. Зона разработки была заведена из местной реки и старого карьера.

Следует отметить, что обрабатываемая толща содержала значительное количество валунов, включений плотной глины. Такие включения оставались на месте и, в дальнейшем, были переработаны в дробилках [5, 6].

3. По проекту BEENUP Фирма BHP mineral (Австралия) будет использовать гигантскую драгу с двойным роторным колесом для разработки титаносодержащих минералов (ильменит – 600000 т/год, циркон – 20000 т/год). Драгу спроектировала фирма ADL (таблица 1) [8].

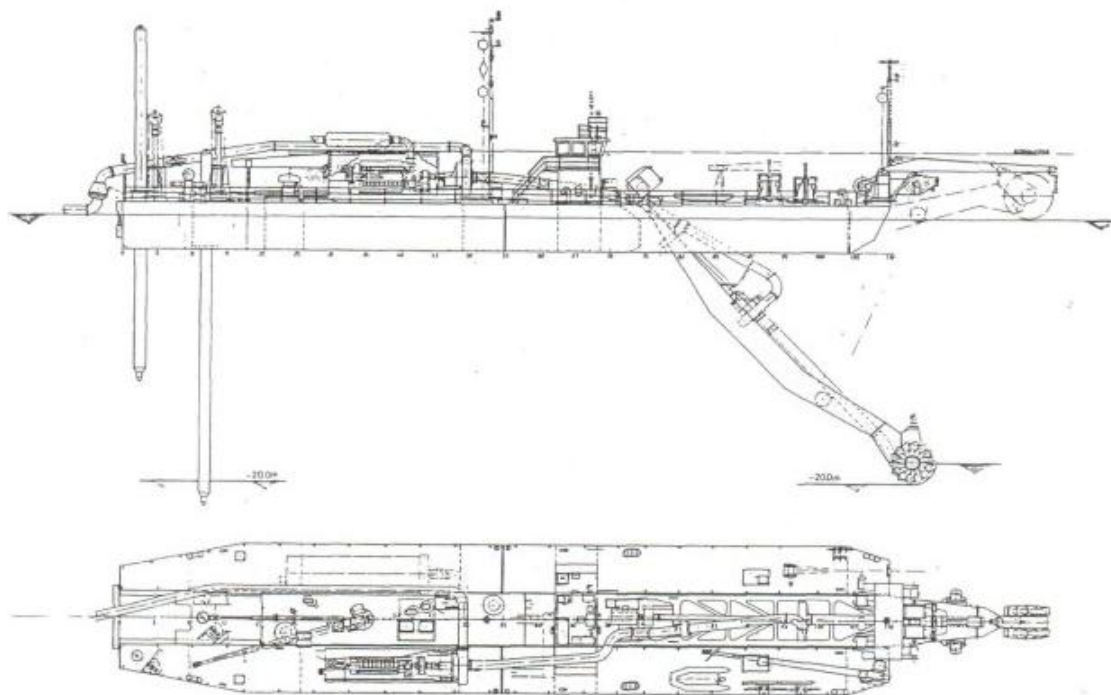


Рисунок 1 - Роторная драга фирмы O&K (Германия)

Таблица 1 - Техническая характеристика драги BEENUP

|                                       |                      |
|---------------------------------------|----------------------|
| Длина, м                              | 93                   |
| Вес, т                                | 4000                 |
| Глубина драгирования, м               | 45 (max)             |
| Мощность привода рабочего органа, кВт | 1700                 |
| Теоретическая производительность, т/ч | 3500 (27 млн. т/год) |

Месторождение имеет по мощности залежи 2 зоны, различающиеся по крепости пород. Верхняя зона (около 17 м) состоит из очень крепкого материала, а нижняя ( $\approx 30$  м) – из менее крепкой породы с высоким содержанием глин. В связи с этим, используются два способа маневрирования драги (подачи на забой):

- система лебёдок (при слабых породах)
- свайный механизм (при крепких породах).

**Технологии с использованием сухой техники, адаптированной под разработку обводнённых месторождений.**

1. Компания CBR (Бельгия) применяет 2 экскаватора LIEBHERR R992 для разработки мергелей, кремниевых прослоев и известняков (рисунок 2). Производительность экскаватора составляет 330 – 400 т/ч [2].

Для расширения области применения гидравлических экскаваторов при подводной добыче минерального сырья фирма Маннесманн Демаг разработала несколько моделей машин [3]. Модель H241 имеет вес 150 т, емкость ковша  $11,5 \text{ м}^3$  и максимальную глубину черпания 24 м (при верхнем черпании до 22 м). Всё оборудование размещено на самоходном понтоне и полностью автономно. Для контроля операции "черпание" используются электронные датчики, учитывающие положения, рабочего органа. Траектория движения ковша и угол поворота платформы отображаются на мониторе в кабине машиниста.



Рисунок 2 - Экскаватор LIEBHERR R992

2. По проекту отработки золотоносного месторождение в районе SAN JUAN RIDGE предполагается отработка открытым способом  $28,65 \text{ млн. м}^3$  горной массы в течение 8 лет ( $3,6 \text{ млн. м}^3/\text{год}$ ) [9] По мощности залежи золотоносной породы 130 м выделяются три отдельных горизонта. Параметры рабочей зоны карьера следующие: на начало отработки - длина 600 м, ширина 305 м, глубина 90 м. При достижении полной мощности, длина 1310 м, ширина 488 м, глубина 122 м. Скорость подвигания фронта – 7,6 – 18,3 м/мес.

Технологическое оборудование представлено бульдозерами, фронтальными погрузчиками, системой забойных и магистральных конвейеров, отвалообразователей.

По мере вскрытия нижнего горизонта используется экскаватор – обратная мехлопата, который отрабатывает слой мощностью 12,5 м (до скального основания), создавая котлован для плавучего оборудования. Черпание осуществляется под водой (12,5 м) и над уровнем котлована (11 м). Весь объем вынимаемой породы будет поступать на плавучую обогатительную установку. Контролируемая откачка карьерных вод позволит сохранить уровень котлована глубиной 12,5 м, а система отстойников позволит многократно использоватьоборотную воду.

3. При добыче известняка на карьере Rordal (Дания) с помощью цепного экскаватора KRUPP известняк извлекается из подводного забоя [10]. Производительность машины составила свыше 1060 т/ч. Глубина черпания – 43 м (+3 м надводной части забоя), угол откоса забоя – 50°. Длина фронта работ 800 – 1000 м.

Подобная технология применяется на карьерах цементного сырья в Великобритании (Portland Cement Co/Ltd) и на ряде карьеров Франции, Германии, Дании, Англии и Бельгии (добыча известняков, мела, мергеля, глин) [11].

На карьере OBOURG (Бельгия) использована схема подводной экскавации известняка мощностью до 70 м. На вскрыше используется роторный экскаватор. На фронте длиной 1000 м задействованы 2 одинаковые машины с максимальной производительностью 400 т/ч [12].

***Технологические схемы с совместной работой оборудования, для подводной добычи полезных ископаемых и сухой техники.***

1. Компания CABLE SANDS (WA) Pty.LTD. (Австралия) использует оригинальную технологию разработки обводнённых месторождений с совместным использованием компактного роторного экскаватора KRUPP S250S и драги с роторным рабочим органом всасывающего типа для обеспечения работой плавучей обогатительной установки (800 т/ч) [7]. Способ разработки следующий: компактный экскаватор разрабатывает верхний слой твёрдого песчаника (300 м<sup>3</sup>/ч), отсыпая измельчённый материал на кромку забоя драги. Драга одновременно отрабатывает руду, и породу вскрыши. Глубина разработки составляет около 18 м. Рабочая производительность драги составляет 460 м<sup>3</sup>/ч. За счёт двойной переработки горной массы достигается высокая степень однородности и измельчения материала, что позитивно влияет на работу обогатительной установки. В рудной толще имеются линзы песчаника, которые также отрабатываются драгой.

2. Проект компании NAM\_DEB (ЮАР) при разработке алмазоносной руды предполагает выемку около 50 млн. т вскрышного материала при помощи драги. Гидравлическая драга и плавучая обогатительная установка обеспечат разработку вскрыши на площади около 140 га (рисунок 3). После окончания драгирования и последующего осушения вскрышной слой алмазоносной руды в коренной породе будет отрабатываться открытым способом. Глубина дражного котлована меняется от 3 до 27 м ниже уровня моря. Так как вскрыша является также алмазоносной, она перерабатывается на плавучей обогатительной установке до концентрата. Второй функцией обогатительной установки является перекачка пустых шламов за пределы дражного участка с целью возведения оградительной дамбы для защиты котлована.

Выполненный анализ систем разработки, нашедших применение в мировой добыче полезных ископаемых без осушения продуктивной толщи, показывает, что добыча минерального сырья (в основном благородных и редких металлов) без осушения продуктивной толщи успешно применяется преимущественно на россыпных месторождениях с использованием в качестве выемочного оборудования драг, земснарядов и гидромониторов.

Использование зарубежного опыта позволит обосновать возможность разработки обводненных угольных месторождений (например КАТЭКа) без осушения разрезов и создание в выработанном пространстве технологического водоёма.

Для Урюпского и других обводнённых месторождений КАТЭК предлагается технология разработки без проведения масштабных мероприятий по осушению массива горных пород с организацией в выработанном карьерном пространстве технологического водоема и подтоплением части угольного пласта.

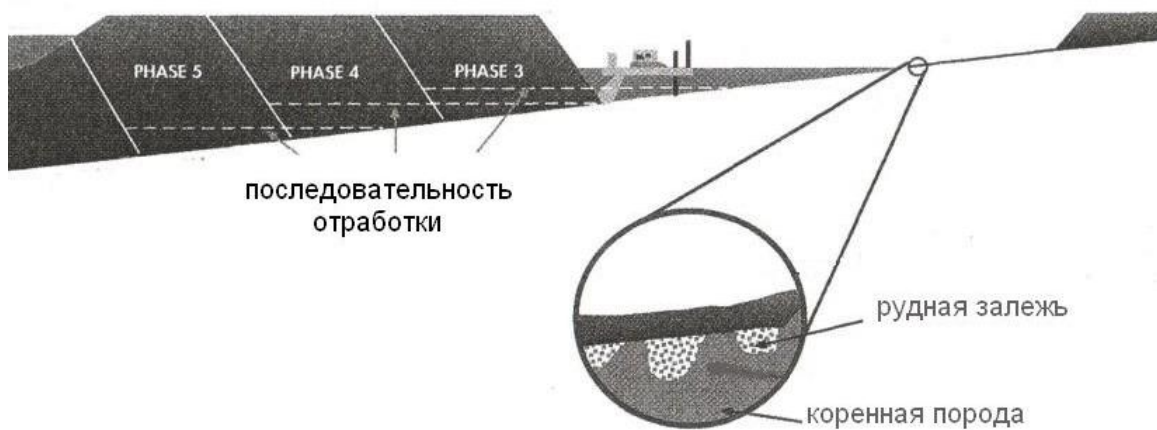


Рисунок 3 - Схема разработки вскрыши драгой в ЮАР

Принципиальная схема предлагаемого варианта разработки Урюпского месторождения приведена на рисунке 4. С учетом сложности разработки массива вскрышных пород с твердыми включениями техникой непрерывного действия в данном варианте отработка вскрышных уступов (1, 2) предусматривается гидромеханизированным способом (4, 5, 6) со складированием вскрышных пород в гидроотвале (13), размещаемом в выработанном пространстве разреза. Для повышения производительности и надежности технологической схемы перед гидромеханизированной выемкой вскрышных пород предусматривается их предварительное рыхление экскаватором-драглайном (3) с селективной выемкой или оконтуриванием крепких породных включений. Отработка верхнего угольного уступа высотой порядка 30-35 м предполагается по традиционной схеме роторными экскаваторами (7) в комплекте с ленточными конвейерами (8,9), а нижнего (подтопленного) – цепными экскаваторами с нижним черпанием.

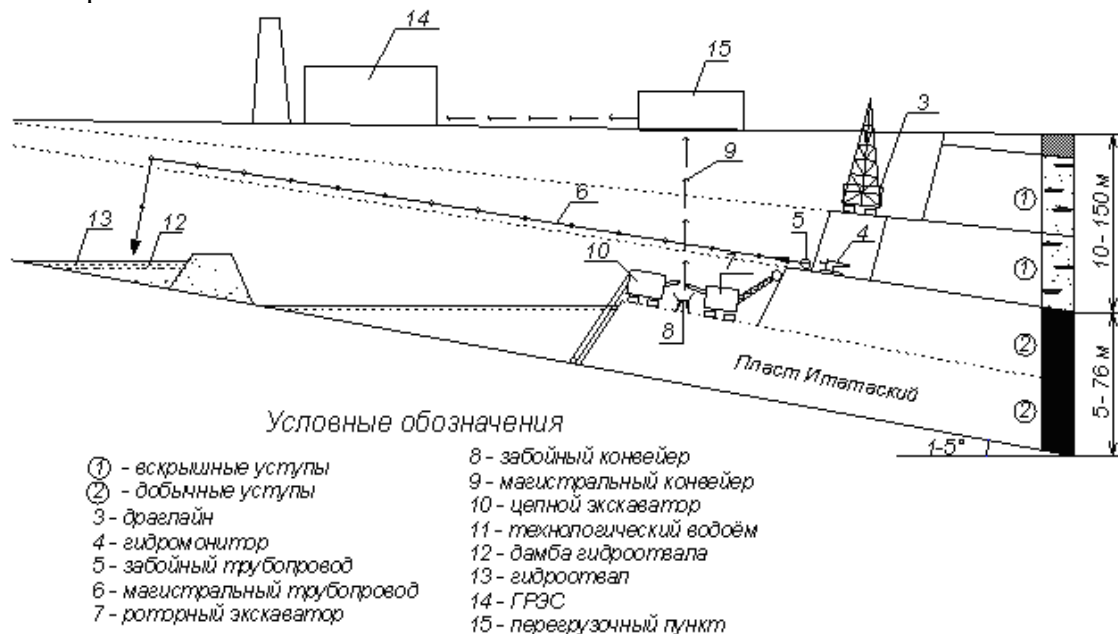


Рисунок 4 - Принципиальная схема разработки Урюпского месторождения (вариант гидромеханизации)

Выемка угля на нижнем уступе может производиться сезонно или круглогодично (с проведением, при необходимости, специальных мероприятий в зимнее время).

В данном случае высота добычных уступов принята равной 30-35 м, однако, при реальном планировании добычи угля она может меняться в зависимости от принятого режима

горных работ (сезонный или круглогодичный), потребности угля на ГРЭС и внешних потребителей, необходимого уровня и объема технологического водоема.

Наличие технологического водоема создает благоприятные условия для применения на вскрышных породах средств гидромеханизации и размещения в выработанном карьерном пространстве породного гидроотвала.

Кроме того, в случае размещения на борту разреза электростанции с угольной генерацией, как это предусматривалось программой формирования КАТЭК, технологический водоем может использоваться в качестве пруда-охладителя без сооружения аналогичного самостоятельного гидротехнического объекта с соответствующей экономией денежных средств и земельных площадей, снижением техногенной нагрузки на окружающую природную среду.

#### Список литературы

1. SA Coal, Gold&Base minerals. June, 1990. – P. 51.
2. Quarry Management. – V. 17, №2. February, 1990. – P.p. 22-23.
3. Quarry Management. – V. 15, №9. Sept., 1988. – P. 53.
4. Braunkohle. – Heft 8, Band 32. August, 1980. – S. 259-260.
5. Colliery Guardian. – March, 1975. – P. 78.
6. Mining magazine. – V. 134, №1. – January, 1976. – P. 11.
7. E&MJ. – V. 195, №1. - January, 1994. – P.p. 56-62 ww.
8. Mining magazine. – V. 176, №3. – March, 1997. – P.p. 145-156.
9. E&MJ. – V. 185, №2. - February, 1984. – P.p. 36-41.
10. Mining magazine. – July, 1980. – P. 63.
11. Mining magazine. – December, 1980. – P. 576.
12. Braunkohle 38 (1986). – Heft 12, December, 1986. – S. 373-376.

УДК 622.272

### ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ КУЗБАССА

*Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А.  
Институт угля и углехимии СО РАН,  
г. Кемерово, Россия*

Возросшая в последние годы в угольной промышленности концентрация горных работ существенно увеличивает значимость работы каждого очистного и проходческого забоя. В этой связи существенно возрастают требования к техническим характеристикам применяемого горно-шахтного оборудования, параметры которого должны в максимальной степени соответствовать конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям залегания отрабатываемых угольных пластов, обеспечивая максимально высокий уровень его производительности и безопасности применения.

В этой связи в работе приводится геотехнологическая оценка камерно-столбовой системы подземной разработки мощных пологих угольных пластов в условиях Томь-Усинского района Кузбасса.

Актуальность геотехнологической оценки возрастает в период перехода с открытых на подземные горные работы при добыче мощных пологих и наклонных угольных пластов. Так, например, используемый на подземном участке разреза «Сибиргинский» слоевой способ выемки мощного угольного пласта ведет к значительным эксплуатационным потерям угля при отказе от отработки второго слоя в условиях отсутствия гибкого разделяющего перекрытия. Как местный вариант угледобывающего комплекса КТУ (Комплекс Томь-Усинский) китайский комплекс с выпуском подкровельной толщи пласта (шахта «Ольжерасская-Новая») на завальный конвейер тоже чреват значительными потерями угля. Этот недостаток является



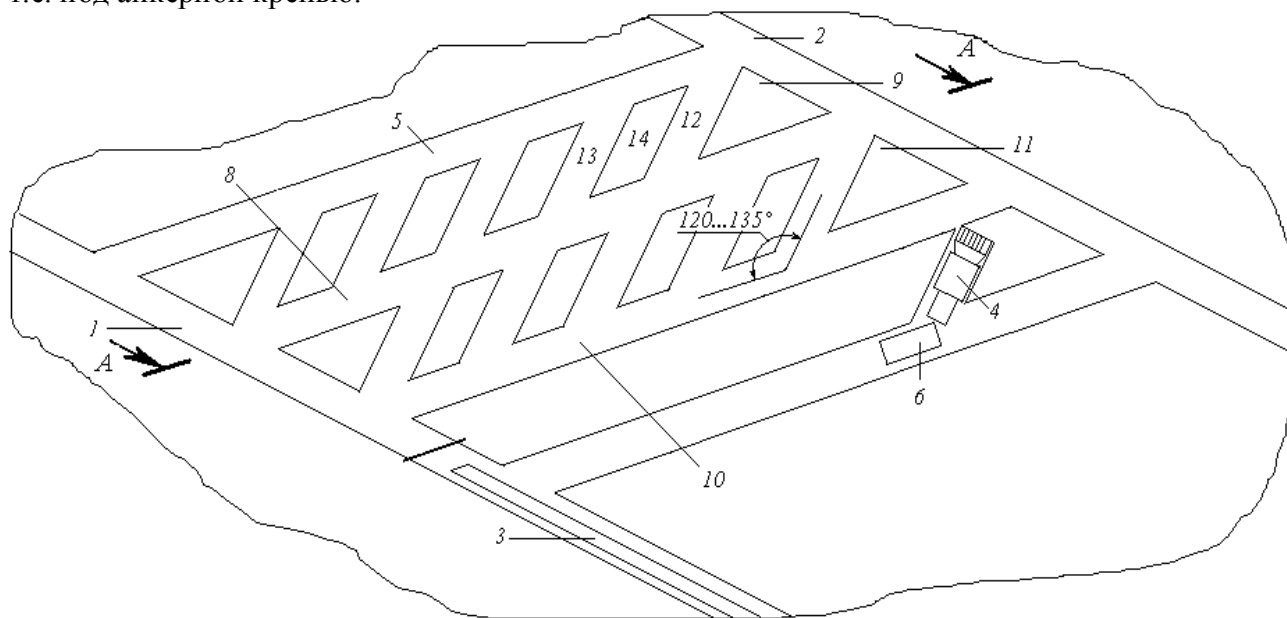
неотъемлемой частью системы разработки «Длинные столбы по простиранию» с применением очистного механизированного комплекса, так как при разработке нарушенных пластов с непереходимыми геологическими нарушениями длина подготавливаемого выемочного столба значительно сокращается, из-за чего увеличиваются затраты на монтажно-демонтажные работы и разработка такого пласта становится не эффективной. В этом случае и эксплуатационные потери угля значительно увеличиваются при отработке мощного пласта.

Следовательно, применение длинно-столбовых систем разработки на мощных пологих пластах ограничиваются горно-геологическими условиями с оставлением в потерях до 30% вскрываемых запасов угля. Как отработать эти запасы, учитывая, что потери угля – это суть понятие экономическое.

К чести горных инженеров Южного Кузбасса, они нашли выход из положения, используя способ отработки пологого мощного угольного пласта средствами механизации фирмы «Джой» по камерно-столбовой системе разработки, включающей подготовку выемочного поля в слое у кровли пласта проведением вентиляционного и транспортного штреков, поочередное проведение выемочных камер с анкерным креплением боков и кровли, их углубку и погашение междукamerных целиков диагональными заходками в два слоя – у кровли и почвы пласта [1].

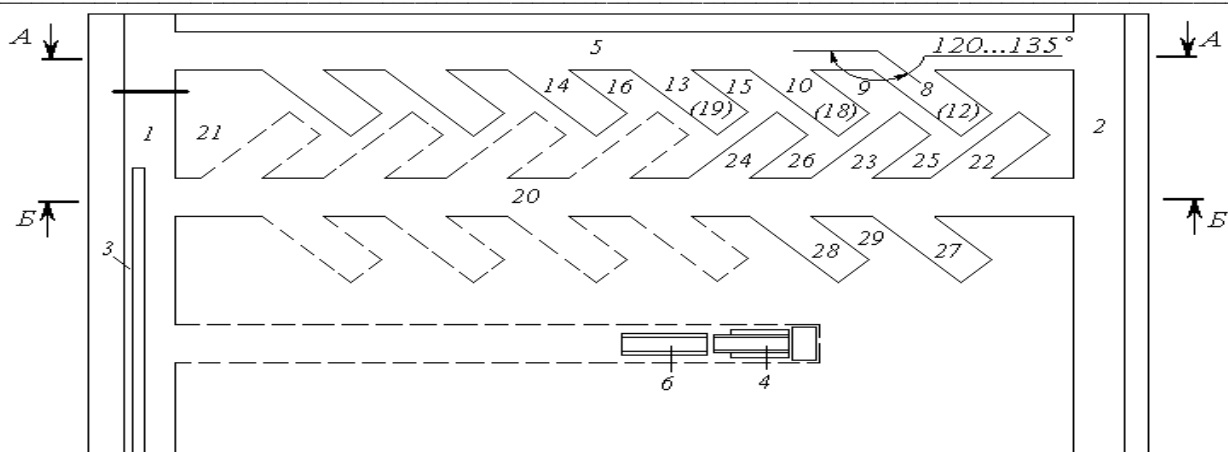
Дальнейшее совершенствование этого способа разработки, в направлении его эффективности и безопасности, привело к целесообразности выемки мощного пологого угольного пласта комбайном фронтального действия в междукamerных целиках диагональными заходками, направленными под углом  $120\text{--}135^\circ$  к оси выемочной камеры в сторону вентиляционной выработки, при отработке пласта с ослабленной кровлей [2] (рисунок 1). А при отработке пласта с устойчивой кровлей – с обеих сторон камеры [3] (рисунок 2).

Транспорт отбитого угля до транспортной выработки осуществляется самоходным вагоном. Между заходками оставляют подзавальные целики. После выемки угля нескольких заходов в слое у кровли пласта тем же комбайном углубляют выемочную камеру до почвы пласта и вынимают крайнюю заходку под соответствующей заходкой в слое у кровли пласта, т.е. под анкерной крепью.



- 1 – транспортная выработка; 2 – вентиляционная выработка; 3 – конвейер; 4 – комбайн фронтального действия; 5 – камера; 6 – самоходный вагон; 8 – выемочная камера; 9 – междукamerный целик; 10 – междукamerный целик; 11 – заходка; 12 – заходка; 13 – заходка; 14 – подзавальный целик

Рисунок 1 - Схема подготовки и отработки выемочного участка пласта с ослабленной кровлей (по патенту № 2326244)



- 1 – транспортная выработка; 2 – вентиляционная выработка; 3 – конвейер; 4 – комбайн фронтального действия; 5 – камера; 6 – самоходный вагон; 8 – диагональная заходка; 9 – подкавальный целик; 10 – диагональная заходка; 12 – диагональная заходка; 13 – диагональная заходка; 14 – диагональная заходка; 15, 16 – подкавальный целик; 18, 19 – диагональная заходка; 22, 23, 24, 27, 28 – диагональная заходка; 25, 26, 29 – подкавальный целик

Рисунок 2 - Схема подготовки и отработки выемочного участка пласта с устойчивой кровлей (по патенту № 2327937)

Для повышения эффективности и безопасности разработки мощного пологого угольного пласта по камерно-столбовой системе осуществляется опережающее крепление боков выемочной камеры и заходки в нижнем слое [4] (рисунки 3, 4). Таким образом, за счет опережающего крепления боков выемочной камеры и заходки в нижнем слое повышается устойчивость ее боков, а за счет анкерного крепления кровли в заходке длина самой заходки стала значительно больше.

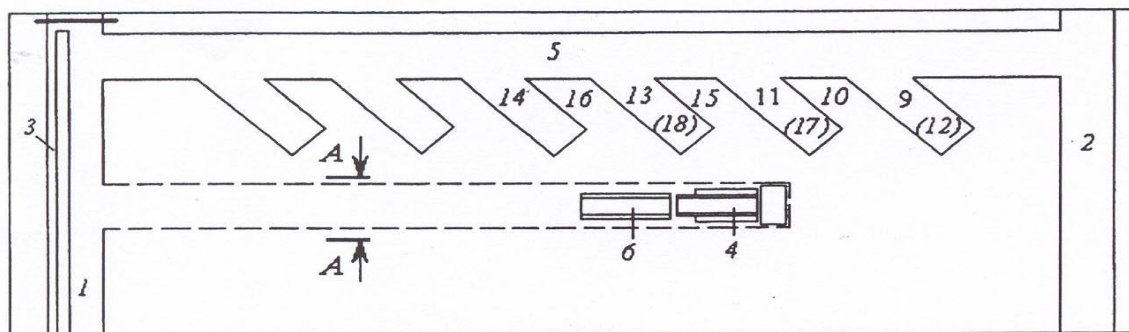


Рисунок 3 - Технологическая схема подготовки и отработки выемочного поля

В камере 5 (рисунок 4) кровлю и висячий бок поддерживают стальной анкерной крепью 7. Кроме того, в почву выемочной камеры у обоих боков бурят шпуров 8 под углом 20-30° к оси ее поперечного сечения и закрепляют в них стальные (со стороны висячего бока пласта) и полимерные (со стороны лежачего бока) анкеры, т.е. возводят анкерную крепь в почве слоя.

За счет организации послойной выемки область применения средств механизации расширилась на запасы угля, сосредоточенные в мощных (более 6 м) пологих пластах, а за счет применения короткозабойных средств механизации появляется возможность извлекать запасы в краевых зонах, где средства механизации типа «механизированный комплекс» вообще не пригодны.

С начала 2008 года на шахте «им. В.И.Ленина» в Южном Кузбассе (МЕЧЕЛ майнинг) при разработке пласта III (угол падения 7-15°, мощность 9,92 – 10,28 м, марка добываемого угля К) используются технические решения, описанные в Патентах РФ [2 - 4].

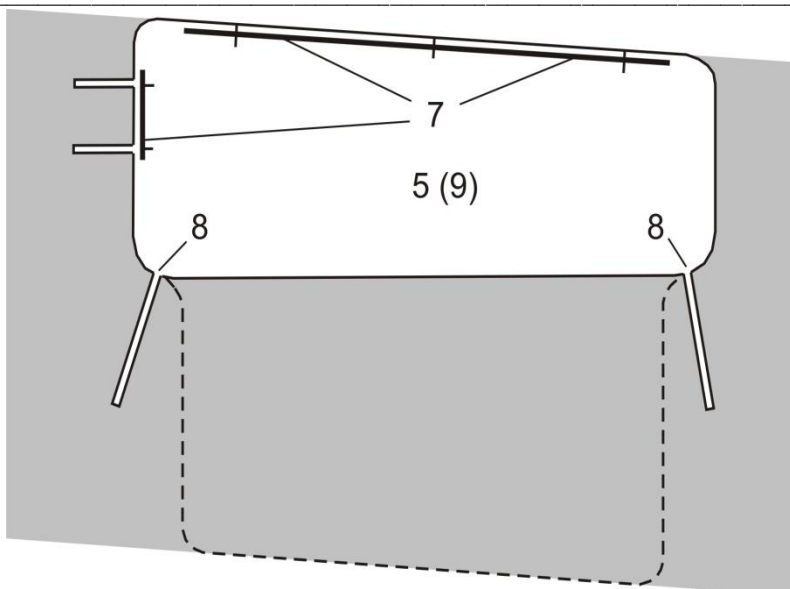


Рисунок 4 - Поперечное сечение (А-А) выемочной камеры и заходки в слое у кровли пласта

Патентообладателем изобретений является Учреждение Российской академии наук Институт угля и углехимии Сибирского отделения РАН. По справке, выданной директором шахты, использование предложенных технологических решений позволило обеспечить в 2008 и 2009 гг. объемы добычи угля, указанные в таблице 1.

Таблица 1 - Объемы добычи угля на шахте «им. В.И.Ленина» в 2008 и 2009 гг.

| № заявки   | № патента<br>Российской<br>Федерации | 2008 г.<br>Добыча, тыс. т |            | 2009 г.<br>Добыча, тыс. т |            |
|------------|--------------------------------------|---------------------------|------------|---------------------------|------------|
|            |                                      | общая                     | по патенту | общая                     | по патенту |
| 2006136743 | 2326244                              | 1129,9                    | 112        | 1253,0                    | 118        |
| 2006137615 | 2327037                              |                           | 126        |                           | 129        |
| 2007134882 | 2354829                              |                           | 60         |                           | 60         |

Инновационные решения, защищенные патентами РФ, обеспечивают дополнительный объем годовой добычи шахты до 25-30% запасов угля, списываемых ранее в эксплуатационные потери.

*Работа выполнена при финансовой поддержке СО РАН по проекту ОНЗ-3.3*

#### Список литературы

1. Технология отработки пологих и наклонных угольных пластов по камерно-столбовой системе в сложных горно-геологических условиях: учебное пособие /Ремезов А.В., Егоров П.В., Калинин и др./ - Кемерово: Кузбассвуиздат, 2005, с. 96-101.

2. Способ разработки мощного пологого угольного пласта участками неправильной формы с ограниченными запасами/ Калинин С.И., Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А., Пензин В.И.// Патент № 2326244, опубл. 10.06.2008. Бюл. № 16. Патентообладатель ИУУ СО РАН.

3. Способ разработки мощного пологого угольного пласта с устойчивой кровлей/ Калинин С.И., Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А., Пензин В.И. // Патент № 2327037, опубл. 20.06.2008. Бюл. № 17. Патентообладатель ИУУ СО РАН.

4. Способ разработки мощного пологого угольного пласта / Калинин С.И., Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А., Пензин В.И. // Патент № 2354829, опубл. 10.05.2009. Бюл. № 13. Патентообладатель ИУУ СО РАН.

## СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ЭМИССИОННЫХ ПРОЕКТОВ С ШАХТНЫМ ГАЗОМ В СТРАНАХ СНГ

<sup>1</sup>Бакхаус К., <sup>2</sup>Безпflug В.А., <sup>3</sup>Xonne С.

1 - А-ТЕС Анлагентехник ГмбХ, [www.Atec.de](http://www.Atec.de)

2 - Демета ГмбХ, [www.Demeta.net](http://www.Demeta.net)

3 - Про2 Анлагентехник ГмбХ, [www.Pro2.com](http://www.Pro2.com)

Германия

С 1991 г. ведется целенаправленная международная работа ООН по организации снижения эмиссионных выбросов парниковых газов в атмосферу. В 1997 году был принят первый документ, предусматривающий экономические механизмы ограничения выбросов на международном уровне – „Киото-протокол“. Согласно данного протокола индустриальные страны должны были принять конкретные обязательства по снижению выбросов, а развивающиеся страны добровольно проводить соответствующие работы. Киото-протокол вступил в силу после его ратификации Россией в 2005г., несмотря на отказ от участия в нем основного эмитента парниковых газов – США. В настоящее время первый период Киото-протокола по обязательному снижению выбросов в 2008-2012 гг. находится в очень тяжелых условиях: государства не устанавливают своим предприятиям достаточные ограничения по выбросам вредных газов, будущее эмиссионной торговли после 2012г. неопределенно. И только благодаря мировому спаду производства отдельные индустриальные страны выполняют свои обязательства по снижению выбросов газов по отношению к базовому 1990 году.

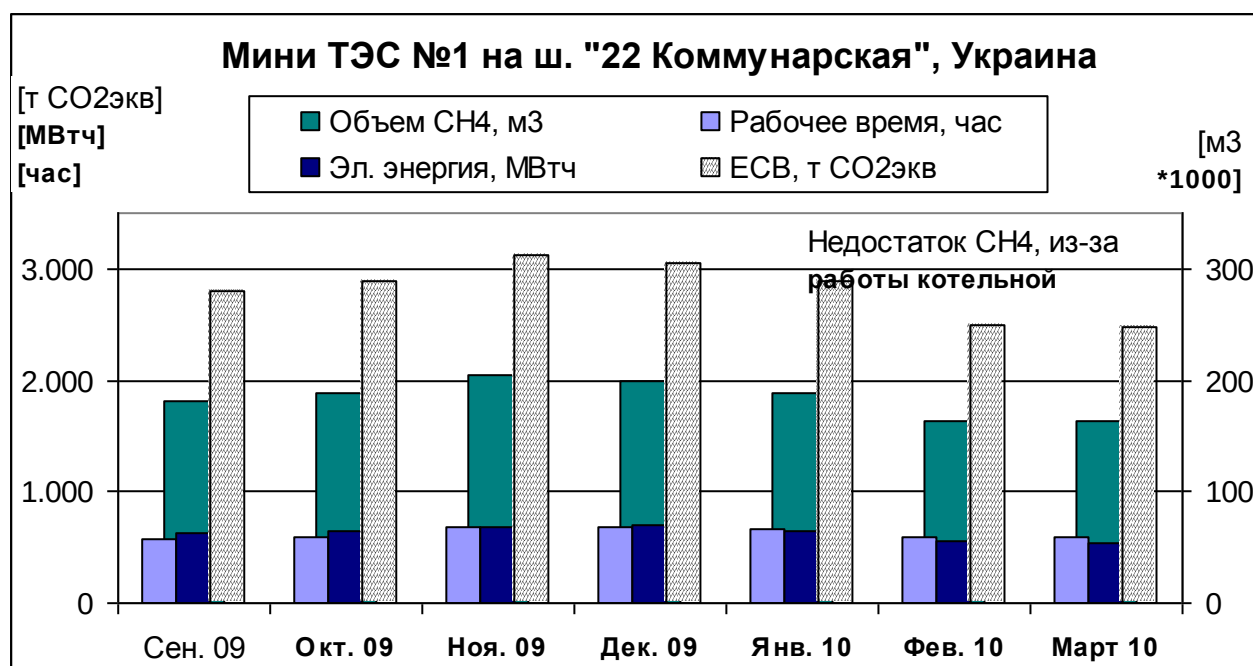
На конец апреля 2010 г. в ООН было полностью зарегистрировано 2200 проектов CDM/ МЧР (эмиссионных проектов в развивающихся странах), а всего разработано и опубликовано на сайте ООН около 4.000 проектно-технических эмиссионных документов (PDD), начатых CDM/ МЧР. Из данного числа опубликованных PDD развивающихся стран 38% приходится на Китай, из них 31 PDD подготовлены по шахтному газу.

Точных данных по эмиссионным проектам индустриальных стран (ПСО - проектов совместного осуществления) из-за возможности их регистрации, как на уровне ООН (трак 2), так и на уровне отдельного государства (трак 1), в настоящее время нет.

Большинство подготовленных проектов ПСО приходится на Украину. На конец апреля 2010 из индустриальных стран только Германия и Украина продали первые единицы сокращения выбросов (ЕСВ) или провели уже первую верификацию (международное признание) ЕСВ от утилизации шахтного метана. В Украине это шахты: им. Засядько, Красноармейская - Западная 1, Комсомолец Донбасса, 22 Коммунарская, Щегловская-глубокая (рисунки 1, 2).



Рисунок 1 – Мини-ТЭС



В ФРГ из 52 действующих проектов по утилизации шахтного метана (более 130 мини ТЭС в работе) на апрель 2010 г. только 2 проекта с 3-мя мини-ТЭС по закрытым шахтам признаны соответствующими требованиям Киото-протокола.

Все остальные работающие мини ТЭС на шахтном газе в Европе, всего их более 150 единиц, по различным причинам признаны не соответствующими требованиям Киото-протокола и производимые ими снижения выбросов не могут быть реализованы на международном эмиссионном рынке. Основными причинами отказа в участии в эмиссионной торговле являются: проект дотируется государством, заявка на соответствия требованиям Киото-протокола не была оформлена до начала работ, государство, в котором реализуется проект, не выдает необходимое для полной регистрации проекта - «письмо признания».

В ОАО «СУЭК-Кузбасс» работают 3 мини-ТЭС на шахтном метане, до начало их поставки по всему проекту была подготовлена проектно-техническая эмиссионная документация (PDD), проведена международная валидация и PDD размещен на сайте ООН. Получаемое от работы данных трех мини ТЭС снижение выбросов метана в атмосферу может быть продано на международном рынке только после признания этого проекта Минэкономразвития России и проведения соответствующих международных верификации.

В настоящее время можно уже провести первый анализ международной эмиссионной торговли и ее перспективы по 2012г. Оценку состояния следует рассмотреть по следующим уровням управления: ООН, государства, угольные холдинги и шахты. Отдельно следует рассмотреть и технические решения по дегазации и утилизации шахтного газа, организацию эмиссионного мониторинга.

Международный договор на уровне ООН по продлению Киото -протокола должны были подписать в Копенгагене еще в декабре 2009 г. Но из-за отсутствия единства между основными загрязнителями атмосферы: Китая и США, отказа принятия ими достаточных и конкретных обязательств по снижению выбросов парниковых газов по отношению к общему базовому году 1990г, конференция оказалась безрезультативной. Неудовлетворены были подготовкой и работой конференции и такие страны как Куба, Боливия, Венесуэла, Никарагуа, которые заявили, что заключительный текст конференции готовился в условиях недостаточной транспарентности и их мнение не учитывалось. Эти страны требуют, чтобы основные расходы по эмиссионным выбросам несли индустриальные страны, виновники парникового эффекта.



Принятие нового документа по послекиотовскому периоду ожидается теперь на международной конференции в конце 2011 г. Если на данной конференции и будет принято общее решение, то на подписание и ратификацию данного договора каждой страной потребуется более одного года. Это означает, что на начало посткиотовского периода в 2013 году не будет действующего договора на уровне ООН. До полного юридического оформления нового международного договора не будут производиться и существенные инвестиции в новые эмиссионные проекты, окупаемость которых возможна только при эмиссионной торговле, и срок окупаемости которых, как правило, превышает 2 года, оставшихся до конца киотовского периода.

Организационная работа на уровне отдельных государств. Каждый рынок предусматривает наличие покупателей и продавцов. Наличие фирм-покупателей на эмиссионном рынке зависит от уровня выбросов, который устанавливает каждое государство своим предприятиям. В апреле 2006 года, когда стали известны завышенные нормы выбросов, установленные большинством стран ЕС своим предприятиям, эмиссионный рынок среагировал снижением цены в 5 раз, с 30 до 6 евро/т CO<sub>2</sub>. Поэтому так важны конкретные и напряженные обязательства государств по снижению эмиссионных выбросов, чему большинство из них в настоящее время еще активно сопротивляется и решение этой проблемы еще не найдено.

Чтобы эмиссионные сертификаты были на рынке, каждое государство должно подготовить условия для дополнительного снижения выбросов предприятиями. Среди промышленных стран – продавцов сертификатов лучшие условия для эмиссионной торговли и быстрее всех их подготовила Украина, где государство успешно продает свои ЕУК/ AAU (единицы установленного количества), а предприятия продают свои ЕСВ/ERU (единицы сокращения выбросов). Относительно простые, прозрачные и эффективные условия эмиссионной торговли и реализации ПСО в Украине могут служить примером для других стран.

В противоположность Украине совсем не использованы эмиссионные возможности 2008-2012 гг. Казахстаном, где только разрабатывается система учета выбросов парниковых газов, соответствующая требованиям ООН, и конкретные проекты предприятиями практически еще не прорабатывались.

В относительно лучшем положении находится подготовка к эмиссионной торговле в России: выполнены все условия ООН по системе учета выбросов; многие фирмы на собственный риск разработали эмиссионные проекты, провели международную валидацию и уже с 2008 г. ждут от правительства признания их проектов. Большинство экспертов по эмиссионной торговле находят принятую в России систему с тендерами и лимитами на объем выбросов по ПСО и осуществление торговли через Сбербанк очень сложной и сильно ограничивающей инициативу предприятий и их заинтересованность в проектах. На апрель 2010 г. Россия не продала еще ни одной единицы ЕУК или ЕСВ. Упущенная выгода оценивается, по нашему мнению, в сотнях миллионах евро. Многие российские и иностранные фирмы понесли убытки из-за проведенных подготовительных и экспериментальных работ.

Уровни угольных холдингов и шахт. Основными проблемами на данных уровнях является то, что утилизация метана не является их основной деятельностью, нет и соответствующих специалистов. Требуется длительный период, чтобы специалисты шахт оценили важность эмиссионных проектов, признали их своей работой. В ФРГ для этого созданы специальные структуры в холдингах, а для шахт применяются специальные системы поощрения. Первая структурная организация «Управление по дегазации и утилизации метана» создано в ОАО «СУЭК-Кузбасс».

Технические решения. В настоящее время согласно правилам безопасности можно утилизировать только шахтный метан с концентрацией более 30 (25) %. Газ с такой концентрацией и в достаточном объеме (минимум 16 м<sup>3</sup>/мин 100% CH<sub>4</sub> на 2 мини-ТЭС по 1,5 МВт эл. эн.) встречается в странах СНГ в настоящее время только на отдельных шахтах. Для достижения качественной метановоздушной смеси по объему, концентрации, постоянному давлению и влажности нужна, как правило, большая целенаправленная работа по дегазации. В странах СНГ нет еще и достаточного опыта по эксплуатации мини-ТЭС на шахтном газе,



эксплуатация которых намного сложнее, чем на природном газе с постоянной концентрацией и давлением. В 2008-2011 гг. по заданию ЕС немецким госинститутом УМЗИХТ совместно с ОАО СУЭК и кузбассовскими фирмами «Углеметан» и «Новая энергетика» проводится НИ-ОКР по утилизации шахтного метана с концентрацией менее 25% , в т.ч. и менее 3,5%  $\text{CH}_4$ . В комплекс вопросов технического решения утилизации шахтного газа входят: дегазация, газоподготовка, передача электроэнергии в сеть, сервисное обслуживание установок, работа эмиссионных измерительных приборов. Проблемы с влажностью газа значительно снижаются при работе ВНС с ротационными компрессорами, которые успешно применяются на действующих шахтах Германии, Польши, Казахстана, России, Украины.

Эмиссионный мониторинг. Дополнительной работой для утилизации и очень ответственной работой для эмиссионных проектов является организация системы электронного учета показаний по всей технологии утилизации. От мониторингового учета зависит объем утилизации, подтверждаемого международными верификаторами.

Обязательный электронный учет для эмиссионной торговли обеспечивает и шахты достоверной и полной информацией, необходимой для принятия технических и инвестиционных решений.

Экономическая эффективность. Согласно исследованиям госинститута УМЗИХТ себестоимость 1 кВт.ч электроэнергии мини-ТЭС на шахтном газе находится на уровне 4-6 евроцент, при этом стоимость эксплуатационных затрат составляет примерно 2 евроцент. То есть при 7000 часов работы мини ТЭС в году на один МВтч выработанной электроэнергии приходится примерно 140 000 евро/год эксплуатационных затрат.

При реализации эмиссионных сертификатов от мини ТЭС на шахтном газе, при цене сертификатов на уровне 5 евро/т  $\text{CO}_2$  имеется дополнительный доход в 2 евроцента на 1 кВтч выработанной электроэнергии. Соответственно при цене сертификатов в 10 евро/т  $\text{CO}_2$  дополнительный доход, к доходу от продажи электроэнергии и тепла, составляет примерно 4 евроцента, что уже обеспечивает эффективность работы мини ТЭС практически во всех угольных регионах СНГ. В апреле 2010 г. цена эмиссионных сертификатов составляла 13-15 евро/т  $\text{CO}_2$ . По мнению эмиссионных экспертов, цена сертификатов может уже с 2012 г. начать значительно возрастать.

Для полной реализации экономического эффекта от эмиссионных проектов в послекиотовский период нужно уже сейчас проводить подготовительные работы: достоверный анализ состояния дегазационной системы, выработку идеи проекта, разработку эмиссионных документов с международной валидацией (продолжительность около года), организацию эксплуатации нескольких экспериментальных установок. По всем действующим эмиссионным проектам с шахтным метаном подготовительный период составлял более одного года. Мы не сомневаемся, что эмиссионная торговля парниковыми газами будет и после 2012 г., она нужна всем народам мира, чтобы жизнь на земле могла и дальше продолжаться.

УДК 622.33.013.3

## **УКРУПНЕННАЯ ОЦЕНКА ОПТИМАЛЬНЫХ ОБЪЕМОВ ДОБЫЧИ УГЛЯ НА ПЛАСТАХ ШАХТЫ «КОТИНСКАЯ»**

***Ордин А. А., Гончаров В. М.  
Институт горного дела СО РАН  
г. Новосибирск, Россия***

Поле шахты «Котинская» расположено в центральной части Соколовского угольного месторождения Ерунаковского района Кузбасса. В границах поля шахты «Котинская» залегает пять пологопадающих пластов марки ДГ со средней мощностью от 1,29 до 4,94 м. Шахта «Котинская» пущена в эксплуатацию в 2004 г. для разработки пласта № 52 со средней мощностью 4,7 м и балансовыми запасами энергетического угля 17,0 млн.т.

На шахте применяются высокопроизводительные зарубежные комплексы для очистных и подготовительных работ фирмы JOY (Великобритания) и DBT (Германия). Работа одного комплексно-механизированного очистного забоя обеспечивает добычу угля более 15 тыс.т/сутки (4,5 млн.т/год). На шахте достигнута самая высокая производительность труда в Кузбассе - более 800 т/месяц.

В 2013 г. запасы угольного пласта № 52 будут отработаны. Задача заключается в определении оптимальных нагрузок на остальные угольные пласты и очередности их отработки. Для решения этой задачи используется методика ИГД СО РАН [1, 2] для оптимизации проектной мощности шахты в лаговой постановке, учитывающей экономический ущерб от замораживания инвестиций в период ее строительства. Эта методика нами модифицирована для оценки оптимальных нагрузок на угольные пласты.

Существующие методы оценки эффективности инвестиций [3] основаны на анализе чистого дисконтированного дохода (NPV), получаемого предприятием за расчетный период (T), обычно принимаемый равным 15-20 лет

$$P = \sum_{t=1}^T \frac{p_t A_t}{(1+E)^t} = \sum_{t=1}^T \frac{(s_t - c_t^* - k) A_t}{(1+E)^t}, \quad (1)$$

где  $p_t$  - удельный чистый дисконтированный доход, получаемый предприятием в  $t$ -ом году, определяемый разностью между оптовой ценой ( $s_t$ ) продукции, себестоимостью ( $c_t^*$ ) производства без реновационных отчислений и удельными капиталовложениями ( $k$ ),  $A_t$  - объем производства в  $t$ -ом году,  $E$  - норма дисконта.

Недостатком такой постановки является отсутствие в модели (1) лагового фактора, оценивающего экономический ущерб от замораживания инвестиций в период строительства предприятия. Так как предприятие начинает эксплуатироваться не в первый год, а после окончания строительства, то необходимо сдвинуть на этот период оценку эффективности дисконтированного дохода, то есть ввести в нижний предел суммирования критерия (1) строительный лаг. Результатом такого сдвига является перенос в будущее и снижение за счет эффекта дисконтирования будущих доходов предприятия. Таким образом, строительный лаг учитывается подстановкой в формулу (1) функциональной зависимости срока строительства от мощности предприятия  $T_c(A)$

$$P(A) = \sum_{t=T_c(A)+1}^{T_c(A)+T} \frac{p_t A_t}{(1+E)^t} = \frac{pA}{E} \left[ (1+E)^{-T_c(A)} - (1+E)^{-(T_c(A)+T)} \right] = \frac{pA}{E(1+E)^{T_c(A)}} \left[ 1 - (1+E)^{-T} \right], \quad (2)$$

Нашими исследованиями [1, 2] доказано, что учет в модели лагового фактора оказывает существенное влияние не только на значение чистого дисконтированного дохода, но и непосредственно на объем производства. Действительно, замечаем, что при использовании линейного строительного лага типа ( $T_c(A) = T_0 + \tau A$ ) функция (2) приводится к стандартной показательной зависимости вида:  $y = ax / b^{c+dx}$ , имеющей максимум относительно аргумента в точке:  $x = 1/(d \ln b)$  и точку перегиба кривой:  $x = 2/(d \ln b)$ . Применительно к нашей задаче, оптимальный объем производства продукции, при котором зависимость (2) достигает максимума, определяется по формуле

$$A_0 = \frac{1}{\tau \ln(1+E)}. \quad (3)$$

Кроме того, спецификой оценки NPV для горнодобывающих предприятий является ограниченность их эксплуатации вследствие исчерпания запасов полезных ископаемых. Поэтому при оценке экономической эффективности горнодобывающих предприятий следует использовать переменный период расчета, учитывающий ограниченный срок службы шахты. Таким образом, для оценки чистого дисконтированного дохода горнодобывающих предприятий с учетом ограниченного срока их службы и экономического ущерба от замораживания инвестиций в период строительства следует в формуле (1) использовать переменные нижний и верхний пределы суммирования

$$P(A) = \sum_{t=T_c(A)+1}^{T_c(A)+Q/A} \frac{p_t A_t}{(1+E)^t} = \frac{pA}{E} \left( (1+E)^{-T_c(A)} - (1+E)^{-(T_c(A)+\frac{Q}{A})} \right) \rightarrow \max, \quad (4)$$

где  $Q$  – балансовые запасы угля на горизонте (этаже, панели) шахты.

Аналитического решения задачи (4) не существует. Численное решение этой задачи, приведенное в [1,2] показывает, что введение в модель NPV переменного срока службы шахты, связанного с исчерпанием запасов полезных ископаемых, существенно снижает ее оптимальную мощность по сравнению с решением этой же задачи с постоянным периодом расчета [1,2]. При этом зависимость оптимальной проектной мощности шахты от запасов угля является нелинейной и асимптотической. Иначе говоря, при бесконечно больших запасах угля в шахтном поле проектная мощность шахты имеет конечное, предельно-оптимальное значение (рисунок 1). В этом заключается существенное отличие нашей постановки от известной статистической формулы Тейлора [4]

$$T = 0,24\sqrt{Q}, \quad (5)$$

в соответствии с которой при бесконечно больших запасах  $Q$  угля в шахтном поле срок службы равен бесконечности, а проектная мощность шахты является неопределенной величиной.

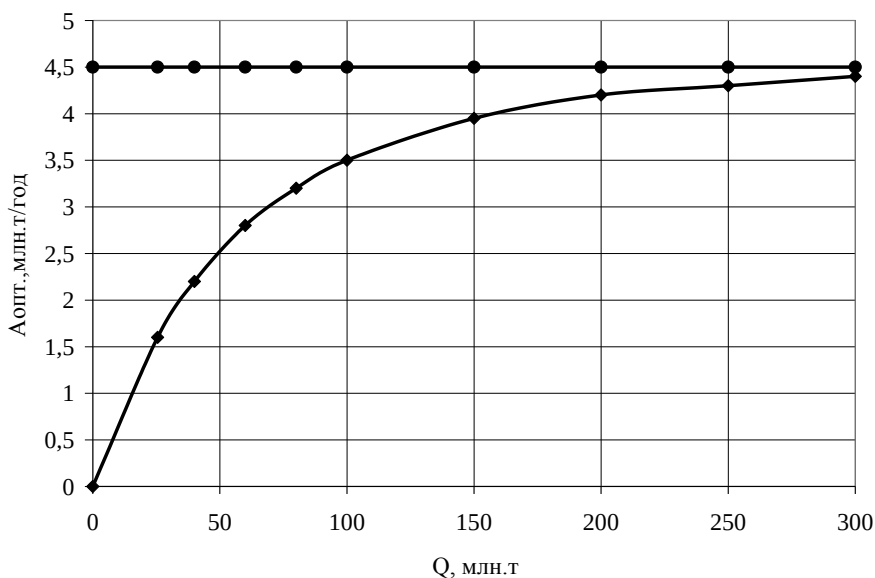


Рисунок 1 – Нелинейная, асимптотическая зависимость оптимальной проектной мощности шахты от запасов угля в шахтном поле

Учитывая приведенные зависимости (2) – (4), в лаговой постановке задачи максимизируем дисконтированную валовую прибыль, которую получит шахта от отработки каждого пласта с учетом экономического ущерба от замораживания инвестиций в период вскрытия и подготовки пластов

$$P_i(A_i) = \sum_{t=T_n(A_i)+1}^{T_n(A_i)+Q_i/A_i} \frac{(s_t(\delta_i) - c_t(A_i))A_i}{(1+E)^t} \rightarrow \max, \quad (i=\overline{1,5}), \quad (6)$$

при условии ограничения добычи угля из  $i$ -го очистного забоя по газовому фактору [5]:

$$A_i \leq A_M n T_M = \frac{0,6 v_{\max} S c n T_M}{k_o q_o}, \quad (7)$$

где  $s_t(\delta_i)$  – оптовая цена угля в  $t$ -ом году в зависимости от зольности ( $\delta_i$ )  $i$ -го пласта,  $c_t(A_i)$  – зависимость себестоимости добычи угля в  $t$ -м году от объема добычи угля на  $i$ -ом пласте,  $T_p(A_i)$  – подготовительный лаг, определяющийся необходимым временем вскрытия и подготовки  $i$ -го пласта,  $Q_i$  – промышленные запасы  $i$ -го пласта,  $A_M$  – допустимая производи-

тельность очистного комбайна по газовому фактору, т/мин,  $v_{max}$  – максимально допустимая скорость движения воздуха в очистной выработке, м/с,  $S$  – площадь сечения очистной выработки,  $c$  – допустимая объемная доля газа в исходящей вентиляционной струе, %,  $n$  – количество рабочих дней в году,  $T_M$  – время работы очистного комбайна в сутки, мин.

Для решения задачи (6) оптимизации объемов добычи угля по угольным пластам в таблице 1 приведены промышленные запасы, зольность угля и расчетные на базе 2008 г. оптовые цены угля дифференцированно по пластам шахты «Котинская».

Таблица 1 - Промышленные запасы, зольность угля и расчетные оптовые цены угля по пластам шахты «Котинская»

| Номера пластов                        | 53     | 52      | 51     | 50     | 49     |
|---------------------------------------|--------|---------|--------|--------|--------|
| Зольность, %                          | 25,4   | 13,4    | 23,7   | 8,9    | 15,3   |
| Средняя мощность пласта, м            | 2,1    | 4,7     | 3,2    | 3,7    | 3,12   |
| Промышленные запасы угля, млн.т       | 9,9    | 38,74   | 15,55  | 29,74  | 21,03  |
| Расчетная отпускная цена угля, руб./т | 1202,3 | 1717,53 | 1275,3 | 1910,7 | 1635,9 |

С учетом формулы суммы геометрической прогрессии целевую функцию (6) запишем в виде двух критериальных зависимостей:

- дисконтированной валовой выручки

$$P_i(A_i) = \frac{s_i(\delta_i)A_i}{E} \left( (1+E)^{-(\tau A_i)} - (1+E)^{-(\tau A_i + \frac{Q_i}{A_i})} \right) \rightarrow \max, (i = \overline{1,5}); \quad (7)$$

- дисконтированной валовой прибыли

$$P_i(A_i) = \frac{(s_i(\delta_i) - c_i(A_i))A_i}{E} \left( (1+E)^{-(\tau A_i)} - (1+E)^{-(\tau A_i + \frac{Q_i}{A_i})} \right) \rightarrow \max (i = \overline{1,5}). \quad (8)$$

Подготовительный лаг в соответствии с рекомендациями [1, 2] определен нами для поставленной задачи в виде линейного тренда от объемов добычи угля

$$T_p(A) = \tau A = \left( \frac{T_0}{A_0} \right) A \approx 1.11A, \quad (9)$$

где  $T_0 = 5$  лет – фактический срок строительства шахты «Котинская»,  $A_0 = 4.5$  - производственная мощность шахты, достигнутая в 2008 г.

Зависимости себестоимости от объема добычи угля определены статистическим путем с учетом проектных и фактических данных шахты «Котинская» (рисунок 2). Полученные статистические зависимости обладают высокими коэффициентами аппроксимации, но линейная и экспоненциальная зависимости значительно понижаются с ростом добычи угля, поэтому в дальнейших расчетах выбрана степенная зависимость себестоимости от объемов добычи угля вида

$$c(A) = 1306A^{-0.81}, \quad R^2 = 0,933. \quad (10)$$

Результаты численных расчетов зависимостей NPV (7), (8) при безусловной оптимизации объемов добычи угля по пластам шахты «Котинская» с учетом формул (9), (10) показаны на рисунке 3. Анализ полученных результатов приводит к следующим выводам:

– при переходе от критерия оптимальности валовой дисконтированной выручки шахты (7) к целевой функции валовой дисконтированной прибыли (8) оптимальные объемы добычи угля на пластах увеличиваются, при этом появляется область нерентабельных значений мощности шахты в диапазоне до 1,0 млн.т/год;

– пласт № 52 обладает наибольшей ценностью запасов угля, оптимальный объем добычи угля на нем составляет (4,0÷5,0) млн.т/год, фактически в настоящее время он находится в разработке;

- на втором месте по ценности угля находится пласт № 50 с запасами угля 29,74 млн.т, оптимальный объем добычи угля на нем составляет (3,5÷4,0 ) млн.т/год;
- далее по ценности запасов угля следует пласт № 49 с запасами 21,03 млн.т и объемом добычи угля (3,0÷4,0 ) млн.т/год, пласт № 51 с запасами угля 15,55 млн.т и последним в списке очередности разработки находится высокозольный пласт № 53 с запасами 9,9 млн.т;
- в целом, оптимальная производственная мощность шахты «Котинская» по условию максимума валовой дисконтированной прибыли при работе одним комплексно-механизированным очистным забоем находится в диапазоне (4,0÷4,5 ) млн.т/год при обработке каждого пласта.

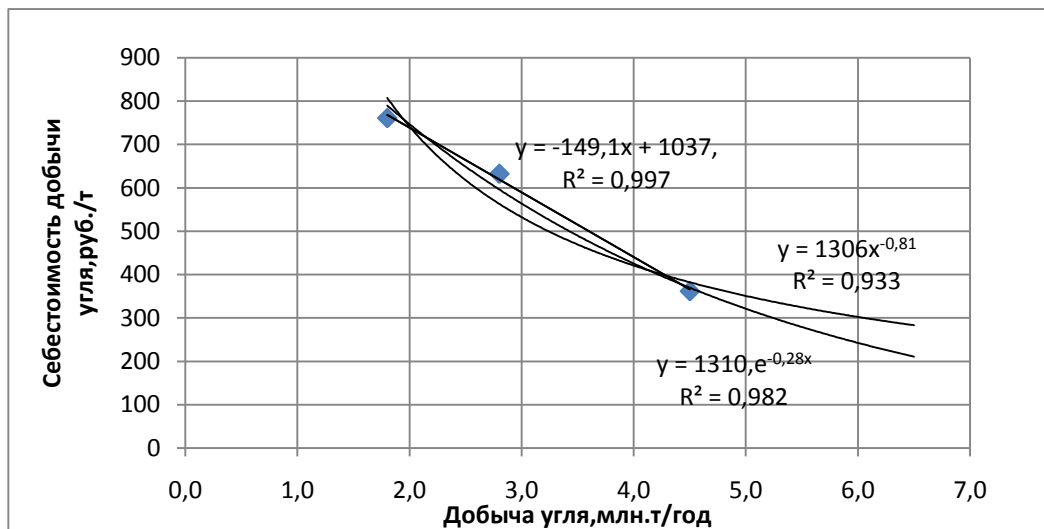


Рисунок 2 - Статистические зависимости себестоимости от объемов добычи угля на шахте «Котинская»

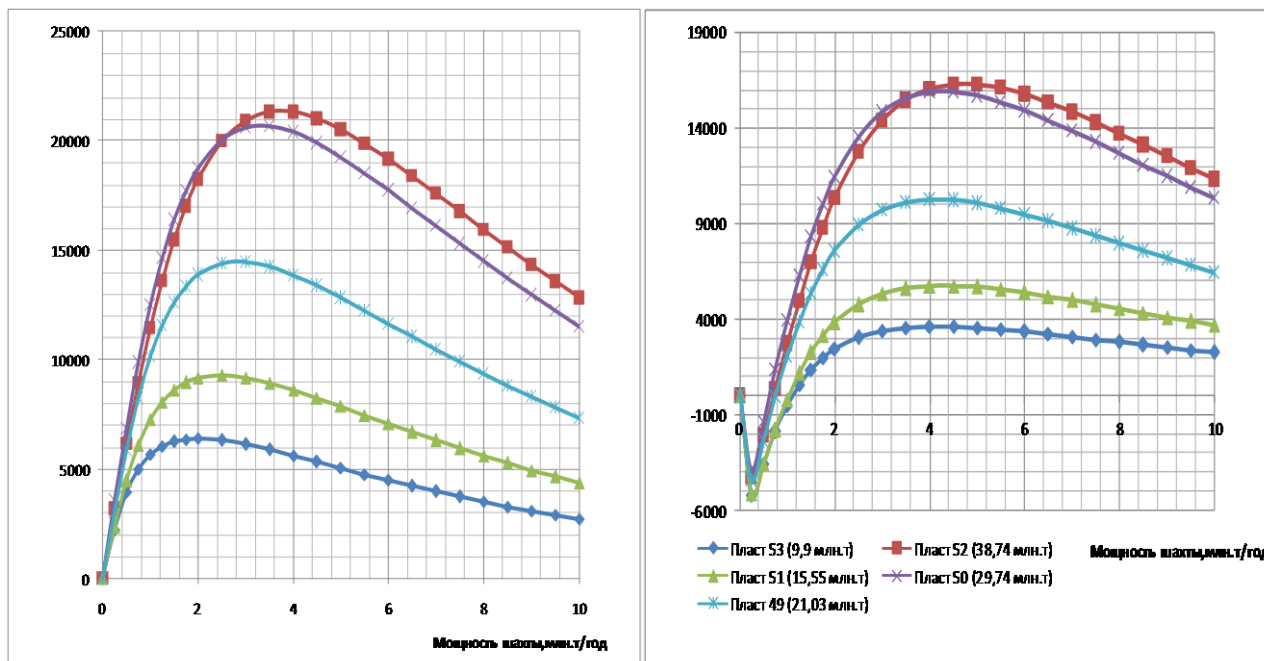


Рисунок 3 - Зависимости дисконтированной валовой выручки (а) и прибыли (б) (млн.руб.) от объемов добычи угля по пластам шахты «Котинская»

#### Список литературы

1. Ордин А.А. Динамические модели оптимизации проектной мощности шахты. Новосибирск: ИГД СО РАН, 1991. -160 с.

2. Ордин А.А., Клишин В.И. Оптимизация технологических параметров горнодобывающих предприятий на основе лаговых моделей. Новосибирск: Наука, 2009. - 166 с.
3. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов. М., Экономика, 2000. - 422 с.
4. Капутин Ю.Е. Информационные технологии и экономическая оценка горных проектов. Санкт-Петербург, Недра, 2008. - 492 с.
5. Рудничная вентиляция: справочник / Гращенков Н.Ф., Петросян А.Э., Фролов М.А. и др. М.: Недра, 1988. – 440 с.

УДК 622.012

## **ИДЕНТИФИКАЦИЯ ГИБКИХ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ ГОРНЫХ И ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ В УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНАХ**

*Федаш А.В.*

*ГОУ ВПО «Московский государственный горный университет»  
г. Москва, Россия*

Мировой кризис является объективной закономерностью. Кроме разрушительной функции, он отсекает всё ненужное, устаревшее, мешающее переходу к обновлению. Это происходит на фазе депрессии посредством замены устаревших технологий, машин и оборудования, форм организации производства. В условиях кризиса попытки переждать, использовать старое оборудование, технологии и формы организации производства являются опасными для развития предприятий в будущие периоды. На примере угольной промышленности можно выделить следующие инновационные периоды развития отрасли, которые привели к диверсификации производства: ручной труд (до 1940 г.), малая механизация (1941-1964 гг.), комплексная механизация (1965-1991 гг.), автоматизация (1992-2009 гг.), роботизация после 2010г.

К сожалению, в период реструктуризации угольной отрасли России(1996-2003 гг.) её развитие происходило посредством применения импортных технологий и технических устройств. Опыт экономически развитых стран подтверждает, что такой путь совершенствования угольной промышленности не приводит к росту конкурентоспособности угольной продукции. Характерным примером нерационального использования закономерностей спада во время кризисов и подъёма горного производства между кризисами является работа шахт Прокопьевско-Киселёвского геолого-экономического района Кузбасса, на которых в последние 30 лет не проводилась диверсификация производства, что привело к массовому закрытию шахт Киселёвского рудника во время реструктуризации угольной отрасли и банкротству большинства шахт Прокопьевского района в настоящее время.

На успешно развивающихся горных предприятиях конкурентоспособность угольной продукции достигается обновлением технологий, заменой технических устройств, расширением ассортимента продукции, стратегическим управлением производством в оптимальном режиме и др. Цели управления должны обеспечить более высокие темпы роста по сравнению с конкурентами, увеличение доли рынка, снижение производственных издержек, соблюдение промышленной и экологической безопасности, проникновение на зарубежные рынки, решение социальных проблем трудовых коллективов и др.

Так как технологии и технические устройства являются основой технологических систем угледобывающих предприятий, то необходимо применять системный подход комплексной диверсификации горного производства. Для этого предлагается: применить метод декомпозиции существующих технологических систем; осуществить выбор структурных элементов технологических систем, адаптивных к условиям угледобывающих предприятий нового уровня; обосновать новые структурные элементы, базирующиеся на использовании



научноёмких технологий и технических средств; разработать технологические требования для создания новых технологий и технических средств; синтезировать технологические системы угледобывающих предприятий нового уровня; оптимизировать параметры горных и энергетических предприятий, обеспечивающих конкурентоспособность продукции на мировом рынке.

Указанные цели могут быть достигнуты при наличии методологии перманентно-циклического проектирования и реализации проектов в рамках крупных структурных агломераций, объединяющих угледобывающие и углеперерабатывающие предприятия; энергетические модули, использующие угольную продукцию для получения электрической и тепловой энергии. Одним из типов такой агломерации может быть гибкий геотехнологический комплекс горных и энергетических предприятий (ГГТК).

Идея создания ГГТК не является новой. Методы оптимального комплексного проектирования и оптимизации вариантов развития угольных бассейнов впервые были разработаны в начале 60-х годов А.Г. Аганбегяном, А.С. Астаховым, А.С. Бурчаковым, А.С. Малкиным, В.С. Мучником и др. [1-7]. Результаты исследований в указанных работах можно применить и для проектирования и создания ГГТК.

Гибкий геотехнологический комплекс является сложной системой, включающей множество упорядоченных подсистем, элементов и процессов, которые во времени и пространстве осуществляют полный организационно-технологический цикл от поиска и разведки полезных ископаемых до реализации на рынке угольной продукции или энергии. Общая функциональная и структурная схема сложной системы ГГТК представлена на рисунке 1.

Структурно ГГТК включает организации и предприятия, осуществляющие поиск и разведку перспективных участков угольных бассейнов, технолого-экономическую оценку участков угольных месторождений, подготовку и получение лицензионных документов на право отработки угольных пластов в пределах горных отводов, проектирование предприятий и инфраструктуры, строительство и реконструкцию горных и энергетических предприятий, разработку угольных месторождений открытым, открыто-подземным, подземным, гидравлическим способом и по нетрадиционным технологиям. Отдельно включены в состав ГГТК предприятия по добыче угольного метана.

Продукцию угледобывающих и метанодобывающих предприятий перерабатывают и используют на обогатительных фабриках, дробильно-сортировочных комплексах, коксохимических предприятиях с получением концентрата кокса, брикетов, водоугольной суспензии, жидкого топлива; химического сырья, горного воска, адсорбентов; строительных материалов по прогрессивным технологиям глубокой переработки угля.

Предлагается в структуру ГГТК включить энергетические предприятия для получения тепловой и электрической энергии при сжигании угля, метана, водоугольной суспензии (водоугольного топлива) в рамках программы развития локальной энергетики [8].

В настоящее время разработаны и успешно применяются следующие перспективные технологии использования угля и метана для получения тепловой и электрической энергии: сжигание угольного топлива с предварительной газификацией, сжигание угольного топлива в кипящем слое, вихревая технология сжигания угольного топлива, сжигание суспензионного угольного топлива, переработка метана на когенерационных установках для выработки тепловой и электрической энергии, сжигание метана в котельных, сушилках, калориферах и др. Использование указанных источников энергии и технологий её получения в угледобывающем регионе соответствует программе развития локальной энергетики.

Производство тепловой и электрической энергии в пределах инфраструктуры ГГТК позволит резко снизить затраты на собственные нужды, реализовать энергию на энергетическом рынке, организовать энергоёмкие производства в регионе, в том числе в структуре ГГТК.

Основные функции и цели ГГТК следуют из его миссии, которую для угледобывающих регионов можно сформулировать, в соответствии с «Энергетической стратегией Российской Федерации на период до 2030 года» [9], как максимально эффективное использова-

ния природных ресурсов угля для устойчивого роста российской и региональной экономики и повышения качества жизни населения региона и страны.



Рисунок 1 – Функциональная структура гибкого геотехнологического комплекса

В соответствии с результатами научных исследований, анализа состояния и перспектив развития технологии проектирования и строительства предприятий, добычи, переработки и использования угля выделены следующие основные функции гибкого геотехнологического комплекса:

- комплексное освоение недр посредством применения современных технологий добычи, переработки и использования угля;
- обеспечение устойчивого роста российской и региональной экономики;
- повышение качества жизни населения региона и страны;
- обеспечение промышленной и экологической безопасности в регионе посредством снижения вредного воздействия опасных производственных объектов, техногенных процессов и рисков на людей, животных и окружающую среду.

Основная научная идея разработки методологии принятия решений состоит в том, что стратегия создания и развития ГГТК формируется не условными сценариями, а в модели поэтапного перспективного развития топливно-энергетического сектора угледобывающего региона в базовом прогнозном поле с учётом рисков [9]. Базовое прогнозное поле идентифицируется результатами работы ГГТК в предыдущие периоды, наличием ресурсов и ограничений (рисунок 1).

Ресурсы и ограничения в разные периоды функционирования ГГТК могут быть представлены детерминированными или стохастическими величинами и характеристиками. В этой связи одним из принципов создания, эксплуатации и интеграции структурных элементов в структуру ГГТК является учёт в методологии принятия и реализации технологических и организационных решений результатов мониторинга и возможности оперативного изменения траектории развития комплекса в стохастической среде.

Таким образом, ГГТК рассматривается как динамически развивающийся в стохастической среде объект, для прогнозирования параметров и выбора оптимальной стратегии развития которого можно применить научные основы теории управления сложными организационными системами [10-12 и др.

Для выполнения миссии ГГТК необходимо решить следующие основные научно-практические задачи:

- 1) Разработать концепцию и принципы структуризации горных и энергетических предприятий и интеграции их в гибкий геотехнологический комплекс.
- 2) Синтезировать альтернативные варианты гибких геотехнологических комплексов горных и энергетических предприятий.
- 3) Разработать и реализовать стохастическую имитационную модель гибкого геотехнологического комплекса горных и энергетических предприятий.
- 4) Обосновать прогрессивные технологические и технические решения для синтеза и предпроектной проработки оптимальных вариантов проектирования гибкого геотехнологического комплекса для конкретных геологических районов угольных бассейнов.
- 5) Разработать организационную систему оптимального управления горными и энергетическими предприятиями гибкого геотехнологического комплекса в стохастической среде.

Указанные задачи успешно решаются в Московском государственном горном университете, основные результаты исследований предлагается реализовать в угольных бассейнах России.

#### Список литературы

1. Малкин А.С. Проектирование шахт: Учеб. для вузов/ А.С. Малкин, Л.А. Пучков, А.Г. Саламатин, В.М. Еремеев – М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. – 375 с.
2. Методы оптимального проектирования угольных шахт/А.М. Курносов, М.И. Устинов, И.П. Набродов, Л.А. Ликальтер и др. - М.: Недра, 1974. – 368 с.
3. Сагинов А.С. Методы анализа и оптимизации технологических схем угольных шахт/ А.С. Сагинов, С.С. Квон, К.Н. Адилов. – М.: Недра, 1974. – 296 с.
4. Антонов А.А. Варианты развития горных работ на шахтах при наличии резервных участков/ А.А. Антонов// Уголь.-2000. № 12.-С. 20-21.
5. Астахов А.С. Геоэкономика (системная экономика промышленного недропользования)/ А.С. Астахов. -М.: ООО «МИГЭК», 2004. – 488с.
6. Экономические и правовые основы природопользования/ А.С. Астахов, В.Е. Зайденварг, М.Е. Певзнер, В.А. Харченко. -М.: МГГУ, 2002. 527 с.
7. Мучник В.С. Подземная гидравлическая добыча угля/ В.С. Мучник, Э.Б. Голланд, М.Н. Маркус. – М.: Недра, 1986.- 223 с.
8. Мазикин В.П. Углеэнергетическая модель комплексного предприятия с мини-ТЭС / В.П. Мазикин, В.Н. Вылегжанин, Г.П. Гладышев. // Вестник ТЭК Кузбасса. – 2000. - № 2. – С. 18-20.

9. Энергетическая стратегия Российской Федерации на период до 2030 года. Утверждена распоряжением Правительства Российской Федерации от 13 ноября 2009 г. №1715-р.

10. Каплунов Д.Р. Развитие теории проектирования и реализации идей комплексного освоения недр/ Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова// Горный информационно-аналитический бюллетень. Изд-во Московского государственного горного университета, 2008, №4. – С. 20 - 41.

11. Бурков В.Н. Механизмы управления эколого-экономическими системами / В.Н. Бурков, Д.А. Новиков, А.В. Щепкин. – М.: Изд-во физ.-мат. лит., 2008. – 244 с.

12. Новиков Д.А. Теория управления организационными системами/ Д.А. Новиков-М.: МПСИ, 2005. – 584 с.

УДК 621.002.5:006.354

## **ОПЫТ ВНЕДРЕНИЯ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА «АРМ ДЛЯ УПРАВЛЕНИЯ ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕМ» НА ПРЕДПРИЯТИЯХ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ И ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ**

*Казаков А.П., Белов А.Н., Первушин И.А.*

*ЗАО «ГАЛУС»*

*г. Санкт-Петербург, Россия*

Принято считать, что энергосбережением должны заниматься специалисты. Но помимо специалистов каждый работник в своей сфере ответственности может увидеть много способов экономии энергии, например, обеспечить оптимальные режимы работы оборудования, исключить простои и «холостые» пробеги, ввести регламент работы производственной цепочки, выбрать и заказать энергосберегающее оборудование и средства автоматизации, устранить утечки тепла и т.п. Причем усилия всех работников в этом случае будут складываться, что может привести к скачкообразному снижению удельного расхода топливно-энергетических ресурсов (ТЭР). Очевидно, что для такого «всеобщего», повседневного энергосбережения нужно создать программные механизмы контроля и мотивации работников, а также выявления непроизводительных энергозатрат. Проблема состоит в том, что системы технического и коммерческого энергоучета, управления предприятием (АСУП, например, SAP R/3 - Германия), производством (MES-системы), АСУ ТП, АСОДУ и др. не располагают подобными программными механизмами.

В отличие от указанных систем разработанный ЗАО «ГАЛУС» комплекс «АРМ для управления энергосбережением» (далее – «комплекс АРМ») имеет такие программные механизмы. Он импортирует из этих систем исходные данные по расходу ТЭР и выпуску продукции, выполняет различные виды расчета, контроля и анализа и на их основе позволяет выявлять непроизводительные энергозатраты и создавать стимулы энергосбережения для каждого работника. Сбор исходных данных осуществляется из имеющихся на объекте систем с помощью специального программного обеспечения, то есть установка дополнительного оборудования не требуется. Имеется также возможность «ручного» ввода исходных данных в комплекс АРМ, благодаря чему экономический эффект может быть получен и при отсутствии автоматизированных систем.

Для реализации «всеобщего» энергосбережения комплекс АРМ обеспечивает:

- объективный критерий энергосбережения;
- контроль рациональности энергопотребления и выявление непроизводительных энергозатрат;
- мотивацию работников.

Итак, первое условие «всеобщего» энергосбережения - это объективный критерий.

На рисунке 1 показана зависимость удельного расхода электроэнергии от объема выпуска продукции для горнодобывающего предприятия. Как мы видим, фактический удель-

ный расход энергии (точки на графике) сам по себе, без всяких усилий по энергосбережению снижается с ростом выпуска продукции. Традиционно в качестве критерия рациональности энергозатрат используется постоянная удельная норма (прямая линия на графике). Но в области высоких выпусков продукции для соблюдения этой нормы вообще не нужно прикладывать усилий, а в области низких выпусков продукции любые усилия могут оказаться тщетными. То есть постоянная удельная норма не объективна! Именно поэтому комплекс АРМ по фактическим данным за предшествующий период сам рассчитывает объективные удельные нормы (кривая линия на графике) или другого фактора. Такие нормы объективны и могут являться критерием энергосбережения, а автоматический расчет норм – одно из уникальных свойств комплекса.

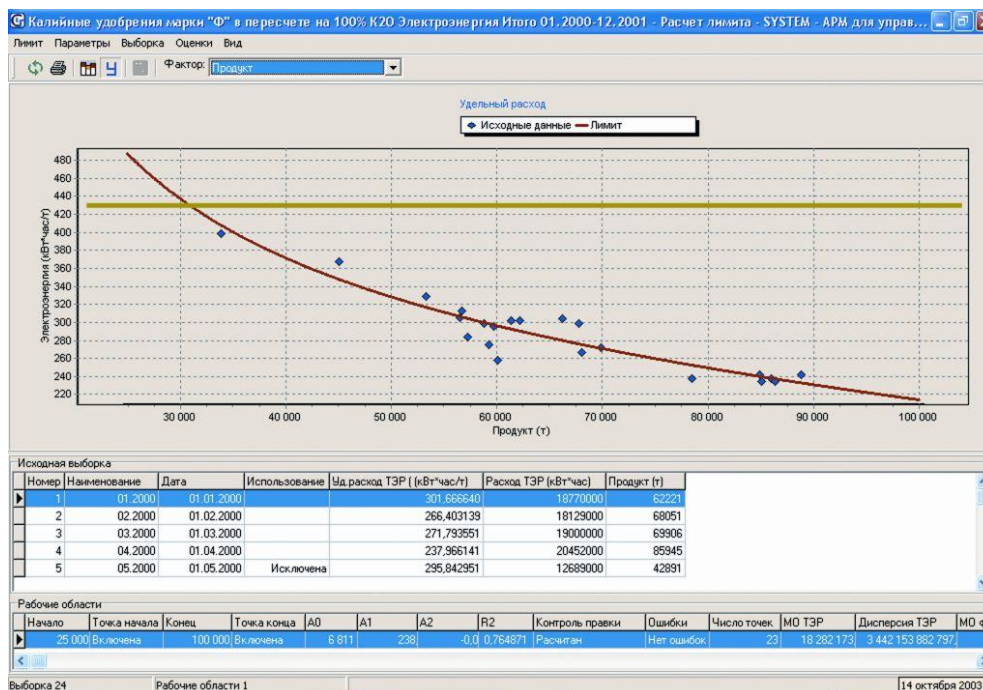


Рисунок 1 - Расчет удельных норм по фактическим данным за предшествующий период

Второе условие «всеобщего» энергосбережения - контроль рациональности энергопотребления и возможность выявления непроизводительных энергозатрат.

Имея объективные удельные нормы (рисунок 1), можно обеспечить различные виды контроля рациональности энергопотребления. На рисунке 2 показан оперативный контроль. Перерасход за какие-то сутки или смену (красные столбики на рисунке 2) означает, что в прошлом при аналогичном выпуске продукции затрачивалось меньше энергии, чем в анализируемый период.

Для выявления непроизводительных энергозатрат может быть использован углубленный контроль (рисунок 3). Из рисунка видно, что в некоторые часы расход топлива (газа) значительно возрастал, в то время как выпуск продукции (пара) падал. Причинами таких ситуаций могут быть нерациональный расход ТЭР, отклонения в работе или отказ оборудования (технологического, отопительного), утечки энергоресурсов. В последних двух случаях комплекс АРМ выполняет оперативную диагностику сетей и оборудования и может выводить сигналы диспетчеру при возникновении нештатных ситуаций. Эффект обуславливается выявлением и устранением причин перерасхода ТЭР, например, путем установки регламента загрузки оборудования, исключения «человеческого» фактора, оперативного устранения утечек энергоресурсов, а также отклонений в работе оборудования.

Весьма эффективен также бригадный контроль (рисунок 4). Из рисунка видно, что одни бригады допустили перерасход ТЭР, другие обеспечили экономию. Если такое положение регулярно повторяется, то нужно присмотреться к опыту «успешных» бригад.

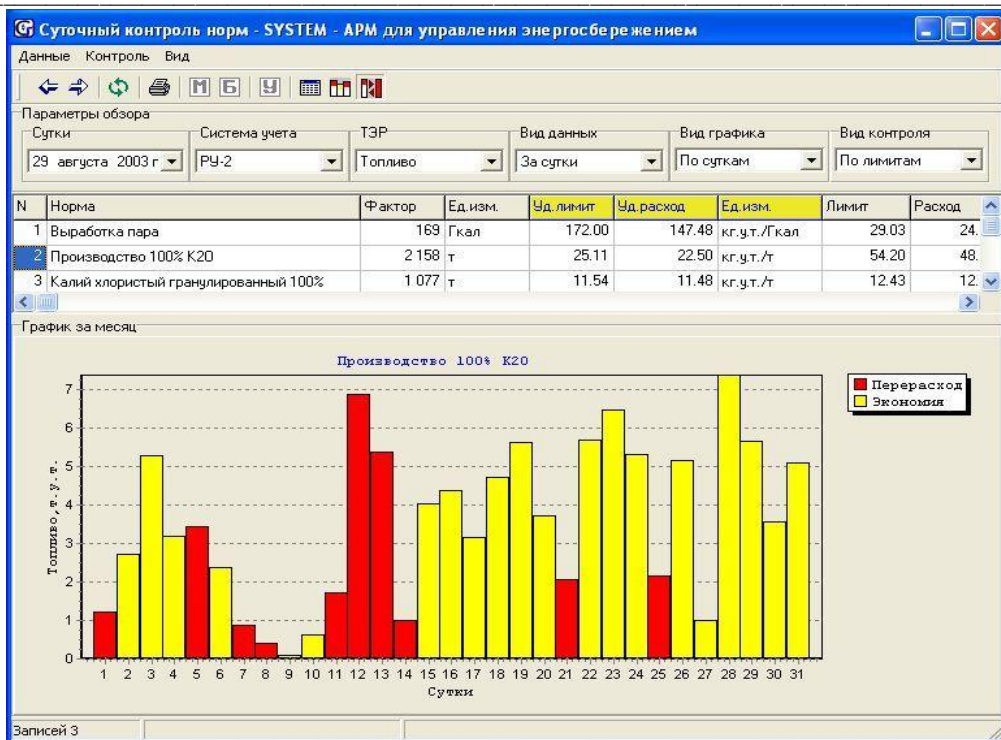


Рисунок 2 - Оперативный контроль рациональности энергопотребления

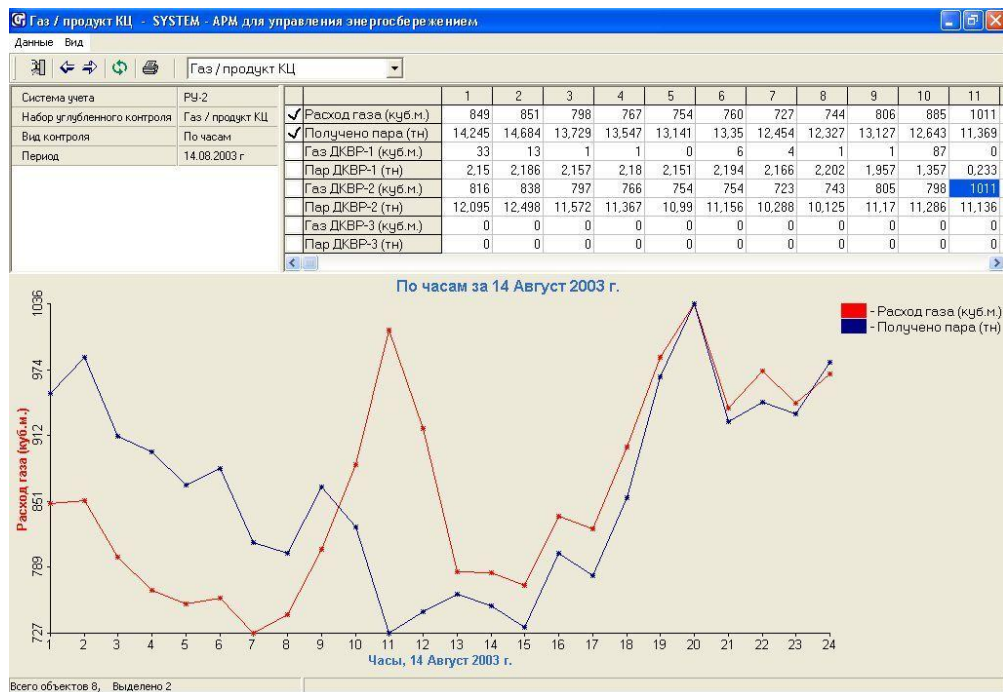


Рисунок 3 - Углубленный контроль рациональности энергозатрат

С другой стороны, «неблагополучные» бригады не хотят выглядеть хуже других и сами ищут причины перерасхода, например, с помощью углубленного контроля (рисунок 3) или путем консультаций со специалистами.

Можно, конечно, рассчитывать удельные нормы и анализировать рациональность энергопотребления силами специалистов, время от времени, с помощью прикладных программ, однако это мало что даст для экономии ТЭР. Для обеспечения повседневного «всеобщего» энергосбережения необходимы постоянные статистические расчеты и анализ за любой период от часа до года, по всем объектам и видам ТЭР, при массовом наглядном доступе к разным видам контроля. Эту возможность как раз и предоставляет комплекс АРМ.



Третье условие «всеобщего» энергосбережения - мотивация работников. Все виды контроля доступны с любого количества рабочих мест. Тем самым запускаются следующие механизмы мотивации каждого работника:

- административный стимул: контроль (рисунки 2 - 4) осуществляется на «оперативках» у руководства, при этом все участники совещания сразу видят, на каких объектах и по каким видам ТЭР допущен перерасход за сутки, смену, часы;
- психологический стимул: из бригадного контроля (рисунок 4) очевидно, что никто не захочет работать хуже других;
- профессиональный стимул: что-то изменил в работе – сразу увидел результат;
- финансовый стимул: есть модуль расчета премиальных средств в зависимости от вклада в энергосбережение.

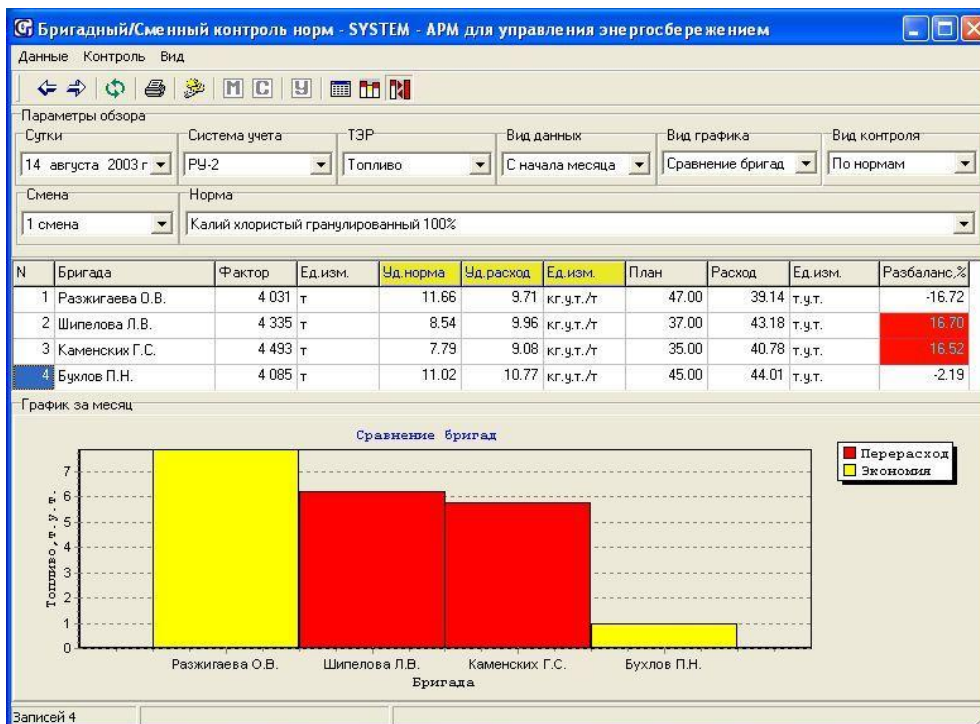


Рисунок 4 - Бригадный контроль

Таким образом, благодаря комплексу АРМ каждый работник не просто вынужден прилагать усилия к энергосбережению, но ему интересно и выгодно это делать! На практике работники сами приходят к специалистам за консультацией, а специалисты получают из программ обширный материал для анализа энергетической эффективности, не говоря уж о том, что комплекс есть удобный инструмент для энергетического обследования. Все это позволяет ежедневно находить резервы снижения доли энергозатрат в себестоимости продукции.

В комплексе АРМ есть и другие виды анализа на основе объективных удельных норм: прогноз энергозатрат по планируемому выпуску продукции, оценка эффектов энергосберегающих мероприятий, расчет динамики энергобаланса.

Кроме того, с помощью программы непрерывного прогноза получасовой мощности обеспечивается сокращение платежей за заявленную мощность и исключение штрафов за её превышение. Дело в том, что программное обеспечение АИИС КУЭ не может спрогнозировать величину запаса или превышения получасовой мощности в каждый момент времени, не может установить объект, «виновный» в перерасходе, поэтому диспетчер не имеет необходимых инструментов для управления ситуацией. Следствием являются завышенные лимиты получасовой мощности и случаи ее перерасхода.

В отличие от существующих программ наш модуль непрерывного прогноза получасовой мощности (рисунок 5) определяет в каждый момент времени, какую мощность и потре-

бители нужно отключить или можно добавить, чтобы текущие полчаса пройти без перерасхода, показывает объекты, «виновные» в перерасходе, служит протоколом действий диспетчеров, отображает дни и часы в течение месяца, когда был допущено превышение лимита (рисунок 6), то есть является рабочим инструментом диспетчеров для принятия решений.

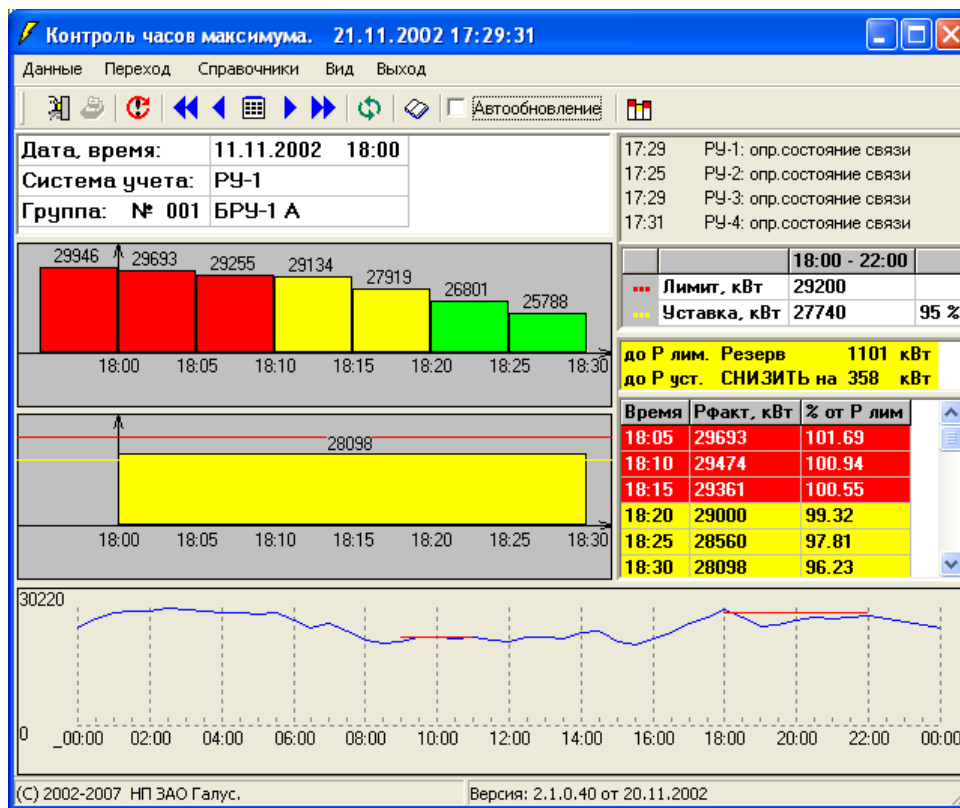


Рисунок 5 - Непрерывный прогноз получасовой мощности

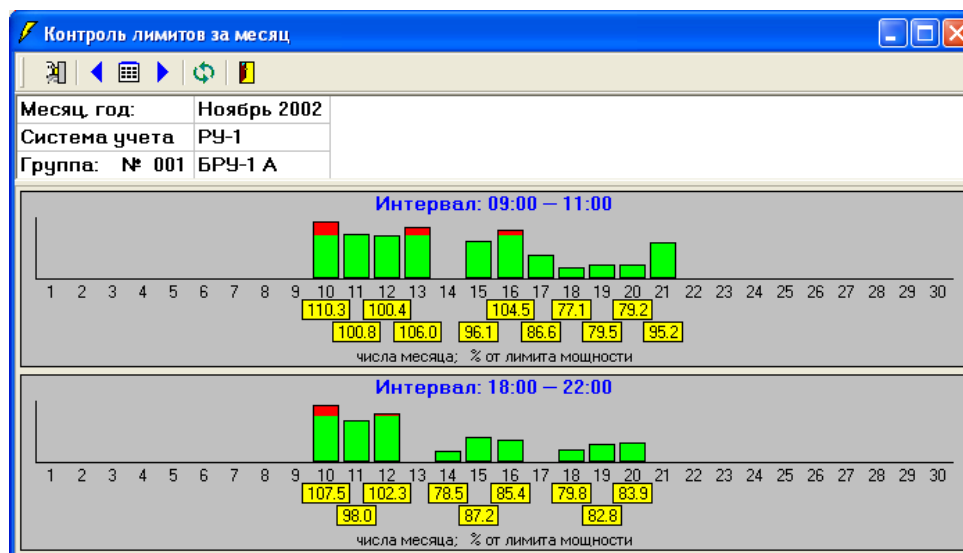


Рисунок 6 - Сводка о выполнении лимитов по числам месяца

На рисунке 5, например, видно, что объект вошел в получасовой интервал с превышенной нагрузкой (красные столбцы), и диспетчер, выполняя рекомендации программы, через 15 минут снял опасную ситуацию и уложился в получасовой лимит (средний график на рисунке 5). Разрешенная мощность была использована оптимальным образом - нижний график на рисунке 5 прошел под самой «планкой» лимита как в утренние, так и в вечерние часы максимума.

Такие «протоколы» ведутся одновременно для объектов не только коммерческого, но и технического учета, что позволяет устанавливать лимиты по подразделениям. Помимо оперативных и функций и контроля действий диспетчеров программа обрабатывает статистику по получасовым расходам и рекомендует оптимальные лимиты мощности.

Структура комплекса программ (рисунок 7) состоит из следующих трех частей:

1. Базовая программа, рассчитанная на «ручной» ввод данных. Эта программа уже способна дать экономический эффект, так как содержит в себе все виды расчета, контроля и анализа. Для её внедрения не нужны автоматизированные системы как источники исходных данных, в то же время она сама в процессе настройки на объект позволяет обнаружить недостающие каналы учета ТЭР и продукции и проектировать оптимальную структуру автоматизированных систем – это еще один источник экономического эффекта.

2. Программа оперативного и углубленного контроля, которая работает с исходными данными по расходу ТЭР и выпуску продукции, импортируемыми из автоматизируемых систем.

3. Программа непрерывного прогноза получасовой мощности.

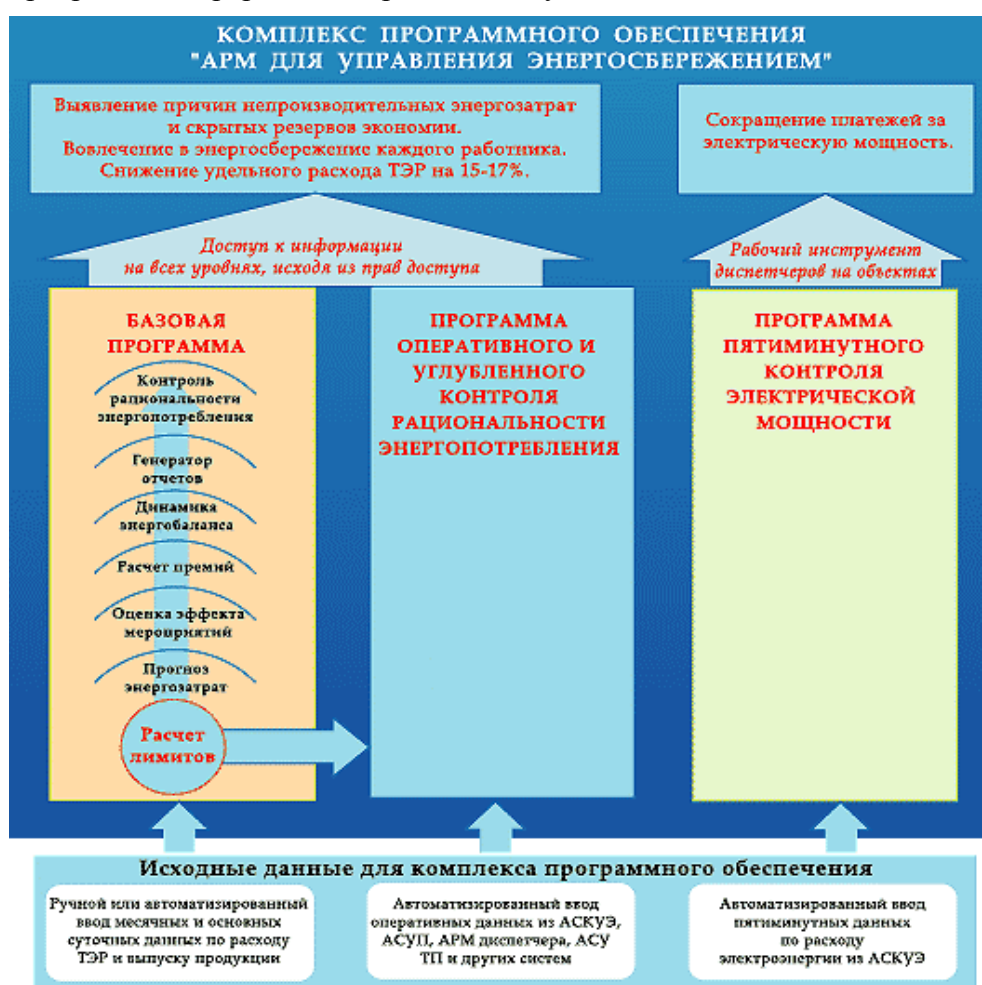


Рисунок 7 - Структура комплекса программ

Экономия. Комплекс внедрен на крупнейших объединениях калийной промышленности в России и Республике Беларусь. На рисунке 8 показано снижение фактического удельного расхода электроэнергии по годам для Второго Соликамского рудоуправления:

- в первый год после внедрения комплекса – на 9,61 %; во второй год – на 11,92 %;
- в третий, четвертый и пятый годы - на 15-17 % и остановилось на этом уровне, так как возможности комплекса АРМ себя исчерпали;

– далее - на 19-21 % , так как в 2004 году часть средств, сэкономленных с 1998 по 2003 годы, была направлена на техническую модернизацию (частотные приводы и т.п.), комплекс АРМ выполнял при этом контролирующие и прогнозные функции.

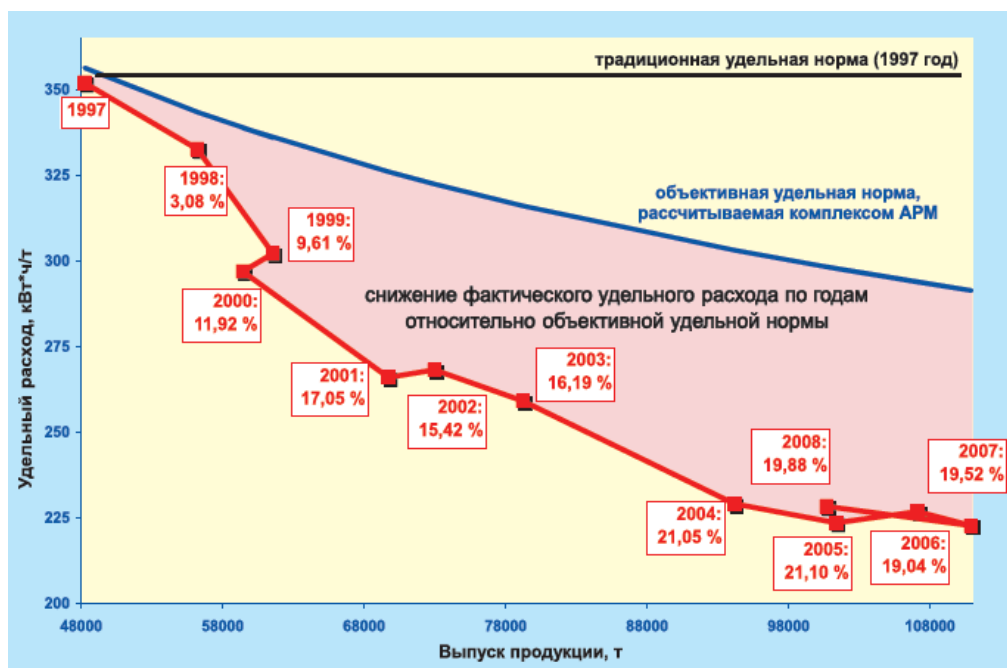


Рисунок 8 - Снижение удельного расхода электроэнергии на СКРУ-2 ОАО «СИЛЬВИНИТ» при внедрении комплекса АРМ (начало внедрения – июль 1998 г.)

Следует заметить, что экономия рассчитывалась относительно объективной удельной нормы (плавная наклонная линия), то есть естественная экономия, связанная с изменением выпуска продукции, из расчета исключалась!

Более подробная информация содержится на сайте <http://www.galus.ru/energo.htm> или может быть выслана по запросу.

Таким образом, комплекс АРМ апробирован в горнодобывающей и обогащательной промышленности и является быстрым и эффективным энергосберегающим мероприятием для предприятий любого профиля.

#### ЭКОНОМИЧЕСКИЙ ЭФФЕКТ ОТ ВНЕДРЕНИЯ КОМПЛЕКСА АРМ ОБЕСПЕЧИВАЕТСЯ ЗА СЧЕТ:

- 1) объективности удельных норм;
- 2) заложенного в комплексе АРМ механизма побуждения каждого работника, руководителя, специалиста к сокращению удельного расхода ТЭР;
- 3) оперативного контроля рациональности энергопотребления и выявления непроизводительных энергозатрат;
- 4) диагностики утечек и потерь ресурсов, а также отклонений в работе и отказов технологического, отопительного и прочего оборудования;
- 5) объективного планирования расхода ТЭР;
- 6) снижения заявляемой мощности и исключения штрафов за её превышение;
- 7) оптимального внедрения систем учета ТЭР и выпуска продукции.

*Срок внедрения 1 - 12 месяцев в зависимости от состава программ.  
Срок окупаемости 3 -12 месяцев с момента установки первых программ.*

## ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ УГЛЯ, ОСТАВЛЕННЫХ В ЦЕЛИКАХ РАЗЛИЧНОЙ ФОРМЫ

*Климов В.Г., Ремезов А.В., Бубнов К.А.*

*ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет»  
г. Кемерово, Россия*

Проведенные исследования применяемых технологий в угольной промышленности разных стран показывают, что камерно-столбовая система применяется главным образом для отработки запасов угля, где использование очистных механизированных комплексов малоэффективно из-за сложных конфигураций выемочных полей, наличия нарушенности, незначительных запасов обрабатываемых участков. Преимущественное распространение камерно-столбовая система разработки получила при отработке угольных пластов на шахтах США, Австралии и ЮАР, где на долю этой системы приходится соответственно до 44, 53 и 58% от всей подземной добычи угля. Опыт применения камерно-столбовой системы на шахтах России незначителен.

Камерно-столбовая система характеризуется низкими сравнительно с длинными лавами капитальными затратами, простой организацией работ, повышенной адаптируемостью к различным горно-геологическим условиям и обеспечивает легкое совмещение с другими системами разработки. Разнообразие горно-геологических условий обусловило применение большого количества различных вариантов технологических схем с камерно-столбовой системой.

Распространение получили три варианта схем:

- лавная схема подготовки и отработки участка;
- блочная схема, когда подготовленный к отработке участок разделяется на отдельные блоки, обрабатываемые независимо и последовательно;
- столбчатая схема, когда обрабатываемый участок разделяется на столбы, которые разрабатываются частично или полностью.

Оценка запасов угля, не пригодных к отработке длинными столбами с механизированными очистными комплексами, по принятым критериям эффективного применения камерно-столбовой системы показала, что 25,7 млн.т подготовленных запасов угольных пластов шахт Ленинского рудника могут быть отработаны камерно-столбовой системой с выемкой угля высокопроизводительными проходческими комбайнами.

Основные положения и выводы ранее проведенных исследований требуют уточнения и корректировки применительно к горно-геологическим условиям шахт Ленинского рудника.

Исходя из вышеизложенного, были сформированы цель и задачи исследований. При выборе параметров экспериментальной технологической схемы использовались результаты анализа и обобщения наиболее известных методов расчета ширины камер, междукamerных и подзавальных целиков.

Основными элементами технологической схемы, с помощью которых осуществляется их оконтуривание, являются выемочный участок, камера, междукamerный целик, заходка, подзавальный целик, подготавливающие выработки и целики специального назначения.

Расчетами установлено, что безопасная и эффективная отработка пласта Полысаевский I на шахте им. 7 Ноября, который был выбран в качестве экспериментального, обеспечивается при соблюдении следующих технологических параметров: ширина выемочных камер и выемочных печей не более 7,0-7,5 м, ширина подзавальных целиков не менее 2,1 м, ширина и длина заходов не должна превышать 4,30 и 75 м, ширина междукamerных целиков 8 м.

Пласт Полысаевский I мощностью 2,56 м. Непосредственно над пластом залегает ложная кровля мощностью 0,3 м, сложенная алевролитом крепостью 2-3. Непосредственная кровля представлена алевролитом мелкозернистым мощностью 12м, крепостью 3-4, средней

устойчивости, основная – песчаником мелкозернистым мощностью 15м, крепостью 4-6, почва – алевролитом мелкозернистым мощностью 5м, крепостью 4.

При исследованиях для оценки устойчивости кровли выработок использовался метод контурных и глубинных реперов, напряженного состояния целиков – метод фотоупругих датчиков. Напряженное состояние вмещающих пород определялось электромагнитным излучением. Для регистрации электромагнитного излучения использовался прибор РЭМИ-2. В процессе исследования оператор с прибором периодически перемещался вдоль обрабатываемой камеры № 12, а также вдоль предыдущих отработанных камер № 11 и № 10 в направлении поперек камер в проходах между подзавальными целиками угля. Во всех случаях интенсивность электромагнитного излучения регистрировалась на уровне 10-12 импульсов в секунду. Схема расположения замерных станций представлена на рисунке 1.

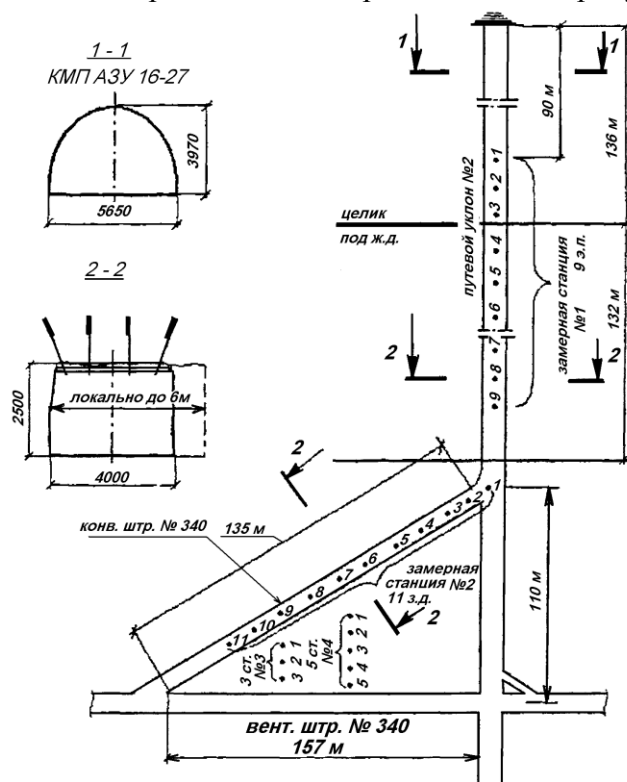


Рисунок 1 - Схема расположения замерных станций при отработке пласта Полысаевский I на шахте им. 7 Ноября

Установлено, что геомеханические процессы наиболее активно проявляются при подготовке междукamerных целиков к выемке и в периоды отработки междукamerных целиков. Существенное влияние на параметры горного давления оказывают геометрические размеры камер и междукamerных целиков. С увеличением площади поперечного сечения камер и их длины смещение пород кровли в выработках и скорость смещения возрастают. Кровля в отработанных выемочных камерах обрушалась в основном через 3 выемочных камеры.

Было установлено, что деформация целиков носит знакопеременный характер (нагружение, разгружение). При этом абсолютные деформации не превышали 5,43мм, а растяжения – 5,85мм и не выходили за пределы упругих деформаций.

Схема расчета и ориентации всех компонентов, деформаций в плоскости измерения относительно декартовой системы координат представлена на рисунке 2. Результатом измерений являются относительные линейные деформации  $\varepsilon_a, \varepsilon_b, \varepsilon_c$ .

Относительные деформации определяются по следующим формулам:

$$\varepsilon_a = \frac{u_a}{l}, \quad \varepsilon_d = \frac{u_d}{l} l, \quad \varepsilon_c = \frac{u_c}{l}. \quad (1)$$



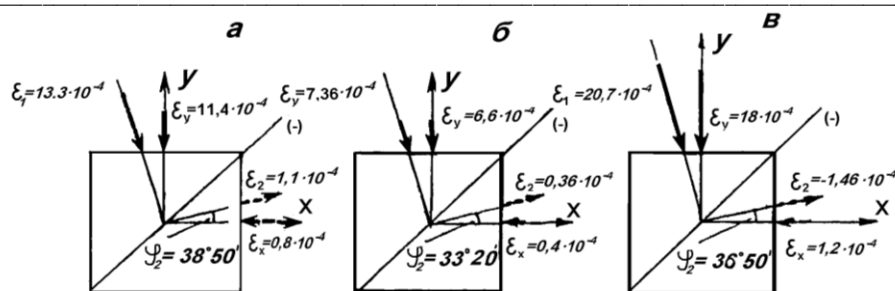


Рисунок 2 - Ориентация главных деформаций в плоскости измерений:  
а – период (28.10-29.11), б – период (29.11-23.12), в – период (28.10-23.12)

Три деформации  $\varepsilon_a, \varepsilon_b, \varepsilon_c$  связаны с деформациями  $\varepsilon_x, \varepsilon_y$  и  $\varphi_{xy}$  декартовой системы координат, где  $\varepsilon_x$  – линейная деформация в направлении оси  $X$ ,  $\varepsilon_y$  – линейная деформация в направлении оси  $Y$ ,  $\varphi_{xy}$  – сдвиговая деформация. Выписанные деформации связаны между собой следующими соотношениями, записанными в векторно-матричной форме

$$\varepsilon_a = \varepsilon_{xx} \cos \theta_a + \varepsilon_{yy} \sin \theta_a + \varepsilon_{xy} \sin 2\theta_a, \quad (2)$$

где  $\alpha = \{a, b, c\}$ ; (...) – вектор строки;  $\varepsilon_{xx}, \varepsilon_{yy}, \varphi_{xy}$  – векторы деформации;  $\varepsilon_a$  – вектор относительных линейных деформаций для углов  $\theta_a = \{\theta_a, \theta_b, \theta_c\}$ , отсчитываемых от положительного направления оси  $x$ .

Из решения (2) вычисляются деформации  $\varepsilon_{xx}, \varepsilon_{yy}, \varepsilon_{xy}$ , через которые выражаются величина и направление главных деформаций в плоскости измерения по следующим соотношениям:

$$\varepsilon_{1,2} = \frac{\varepsilon_{xx} + \varepsilon_{yy}}{2} \pm \frac{1}{2} \sqrt{(\varepsilon_{xx} - \varepsilon_{yy})^2 + 4\varepsilon_{xy}^2}; \quad (3)$$

$$\tan 2\theta_{1,2} = \frac{2\varepsilon_{xy}}{\varepsilon_{xx} - \varepsilon_{yy}}, \quad (4)$$

где  $\varepsilon_1, \varepsilon_2$  – наибольшая (алгебраически) и наименьшая квазиглавные деформации в фиксированной плоскости;  $\varphi_1, \varphi_2$  – направления главных деформаций  $\varepsilon_1$  и  $\varepsilon_2$  относительно положительного направления оси  $x$ .

В условиях шахты им. 7 Ноября были выполнены измерения деформаций в целиках при обработке пласта Полысаевского-1 КС-системой, когда  $\theta_c = 135^\circ$ ,  $\theta_a = 0^\circ$ ,  $\theta_b = 90^\circ$ .

В этом случае:  $\varepsilon_x = \varepsilon_a$ ,  $\varepsilon_y = \varepsilon_b$ ,  $\varphi_{xy} = \varepsilon_a - \varepsilon_b + 2\varepsilon_c$ .

Ориентация наибольшей сжимающей главной деформации  $\varepsilon_1$  во всех трех случаях практически одинаковая и совпадает с направлением зависания кровли выработанного пространства. Вторая главная деформация  $\varepsilon_2$  во всех случаях растягивающая и ориентирована вблизи горизонтальной плоскости. Растяжение целика в этом направлении соответствует горнотехнической ситуации.

Прирост напряжений в целиках по замерам фотоупругих датчиков составил 0,8-1,5 МПа. При глубине горных работ 60÷70м напряжения в целиках составили 1,9-3,1 МПа.

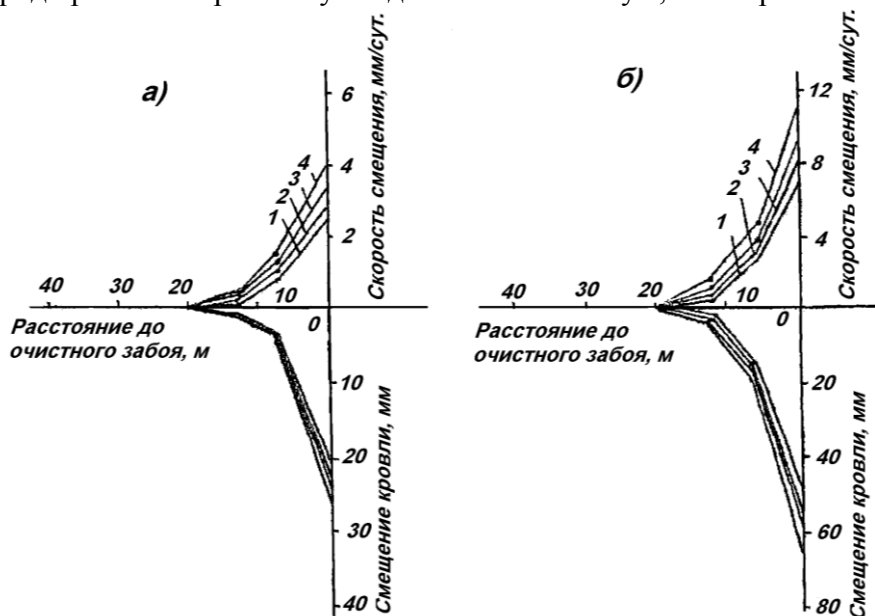
Исследования показали, что напряженно-деформированное состояние приконтурных слоев непосредственной кровли носит знакопеременный характер. Над выработками наблюдаются зоны разгрузки и растягивающих вертикальных напряжений глубиной до 1,2м. Деформации кровли происходят без резких перепадов, что способствует плавному опусканию слоев кровли без динамических проявлений. Выбранный размер неперекрываемой зоны обеспечивает постепенное и плавное разрушение целиков с течением времени.

При обработке угольных пластов камерно-столбовой системой разработки на малых глубинах смещение кровли и его скорость характеризуется относительно невысокими величинами. Смещение кровли конвейерного штрека № 340 по пласту Полысаевскому I достигала 3,0 мм в течение 10 суток, а скорость смещения до 0,26 мм/сут. При обрушении толщи пород с деформацией подзавальных целиков отмечен рост смещений кровли конвейерного штрека до 11 мм, скорости смещения до 1,0 мм/сут.

С увеличением глубины разработки увеличивается смещение кровли, сопровождаемое потерей устойчивости пород кровли в подготовительных выработках, в особенности на сопряжении выработок, закрепленных анкерной крепью.

В связи с этим были выполнены исследования проявлений горного давления на сопряжениях подготовительных и очистных забоев, закрепленных анкерами глубокого заложения на шахтах «Октябрьская» по пласту Полысаевскому I, им. 7 Ноября по пласту Надбайкаимскому и «Колмогоровская» по пласту Байкаимскому. Исследования проводились при глубине заложения анкеров 2,2 и 3,5-4,0 м.

Величина абсолютных смещений пород кровли при глубине заложения анкера 3,6 м составляла 26 мм, 2,2-66 мм (рисунок 3). Активная зона смещения кровли отмечена на расстоянии 8-10 м впереди очистного забоя. Скорость смещения кровли в этой зоне достигала 6-8 мм/сут при глубине заложения анкера 2,2 м и 2-3 мм/сут при глубине заложения анкера 3,6 м. Расслоение пород кровли в первом случае достигало 6 мм/сут., во втором – 1-2 мм/сут.



1-4 – номера реперов в скважинах

Рисунок 3 - Результаты проявления горного давления в вентиляционном штреке лавы 1170 при вторичном анкерном креплении (а) и на участке с базовой крепью (б)

Пласт Байкаимский отрабатывался с оставлением верхней части пласта мощностью 2,0-2,2 м. Оставленная пачка угля, закрепленная анкерами на глубину 2,2 м, как монолитная плита дала смещение кровли после проходческих работ. При влиянии очистных работ она опускалась с расслоением на плиты с величиной до 1,0 мм.

Исследования показали, что рациональная величина опережения при возведении вторичного анкерного крепления выемочных выработок на пластах с кровлей средней устойчивости составляет 25-30 м. В общем случае эта величина должна составлять  $(1,5-2,0) L_{оп}$ , где  $L_{оп}$  величина зоны опорного давления.

Исследования были проведены при усилении крепи выработок составными и канатными анкерами глубокого заложения. Применение обоих типов анкеров обеспечило устойчивое состояние пород кровли на сопряжениях выработок.

Установлено, что для предотвращения отрыва пород, залегающих выше расчетной глубины расслоения, требуемая глубина заделки стержней анкеров второго уровня в устойчивую часть массива на сопряжениях выработок должна быть не менее

$$\ell_3 = \frac{3 \cdot e}{2(e - u)} \sqrt{\frac{2\gamma \cdot a \cdot e \cdot L_u}{K \cdot \sigma}} \cdot (1 + \varepsilon), \quad (5)$$

где  $e$  – расчетная глубина расслоения пород кровли, м;  $L_u$  – шаг установки анкерной штрековой крепи, м;  $a$  – ширина выработки в проходке, м;  $\sigma$  – предел прочности пород на одноосное сжатие, МПа;  $\varepsilon$  – критерий напряженности породного массива

$$\varepsilon = \frac{K_{сж} \gamma H}{0,8K \cdot \sigma}, \quad (6)$$

где  $H$  – глубина разработки, м.

Шаг установки анкеров второго уровня рекомендуется определить по формуле

$$L = \frac{2NP \cdot \ell}{Q \cdot L_u - Y_u \cdot P_u}, \quad (7)$$

где  $N$  – количество анкеров второго уровня по ширине выработки, шт;  $P$  – допускаемая нагрузка на анкера второго уровня, МН;  $P_u$  – допускаемая нагрузка на анкера штрековой крепи, МН;  $Y_u$  – показатель сопротивляемости системе «порода – анкерная штрековая крепь»;  $L_u$  – шаг установки анкерной штрековой крепи, м.

Показатель сопротивляемости системы «порода – анкерная штрековая крепь» определяется из выражения

$$Y_u = \frac{N_u^2(\ell_u - \Delta_u)}{a \cdot (N_u + 1)} + \frac{2P_u}{\gamma a(\ell_u - \Delta_u) \cdot L_u}, \quad (8)$$

где  $N_u$  – число анкеров, установленных по ширине выработки;  $\ell_u$  – длина анкеров штрековой крепи, м;  $\ell_{a3}$  – длина участка закрепления стержня анкера в скважине, м;  $\Delta_u$  – длина концевой участка анкера штрековой крепи, выступающего из скважины, м.

В камерах и заходках смещение кровли в период обрушений носит дискретный характер: на фоне постоянного опускания кровли наблюдаются участки со скачкообразным изменением смещения пород. Установлено, что такой характер смещения определяется деформацией подзавальных целиков. В деформации целиков можно выделить две схемы.

Первая схема, когда целик угля при деформировании приобретает коническую форму. При такой схеме по высоте целика формируется неоднородное напряженное состояние. По поверхностям контактирования целика с почвой и кровлей наряду со сжимающими вертикальными силами действуют горизонтальные силы, препятствующие развитию поперечных деформаций вблизи контактных поверхностей. По мере удаления от контактных поверхностей действие горизонтальных сил ослабевает, что приводит к образованию зоны одноосного сжатия, деформации целика с образованием конической формы. Данная схема характерна для целиков, когда высота целика больше ширины более чем в 1,2-1,25 раза.

При отношении высоты целика к ширине 1,0 и менее раза наблюдается косое разрушение целика. Наблюдения показали, что косое разрушение целика менее благоприятно для поддержания кровли, чем коническое.

Установлено, что длина камеры и ее ширина являются основными геометрическими параметрами, от которых зависит смещение кровли и давление пород на крепь камеры.

При отработке междукamerных целиков текущее смещение кровли зависит от общей отработанной площади в блоке, площади сформированных подзавальных целиков и технологии отработки целика. При отработке междукamerного целика величина смещения кровли в 2-2,2 раза превышает смещение кровли при проведении и расширении камеры.

Параметры выемочного участка должны выбираться из условия обеспечения максимальной безопасности в заходках и камерах. Наиболее благоприятные условия обеспечива-

ются, когда ширина участка выбирается с учетом показателя интенсивности нагружения элементов и фактической глубины работ

$$L_y = JH, \quad (9)$$

где  $L_y$  – ширина участка, м;  $J$  – интенсивность нагружения целиков;  $H$  – глубина разработки, м.

Длина камеры определяется из выражения

$$L_{\max} \geq L^o + 2h_{ак} \operatorname{ctg} \psi_3, \quad (10)$$

где  $L^o$  – прогнозируемый шаг осадки основной кровли, м;  $h_{ак}$  – мощность активной кровли, м;  $\psi_3$  – угол полных сдвижений пород активной кровли, град.

$$L_o = K_c h_{ак} \sqrt{\frac{2\sigma_p}{\gamma_{cp} \cdot (H - h_o)}}, \quad (11)$$

где  $K_c$  – коэффициент структурного ослабления;  $\sigma_p$  – допустимое сопротивление пород основной кровли на растяжение, т/м<sup>2</sup>;  $\gamma_{cp}$  – средневзвешенный объемный вес пород, залегающих выше активной кровли, т/м<sup>3</sup>;  $h_o$  – мощность основной кровли, м.

Выбор ширины камеры предварительно осуществляется как технологический параметр, исходя из размеров выемочного комбайна с учетом выполнения операций по выемке и последующей проверкой устойчивости пролета.

Устойчивость пролета выработки обеспечивается при условии

$$l_{np} \geq 2a, \quad (12)$$

где  $l_{np}$  – устойчивый пролет выработки, м;  $2a$  – фактический пролет выработки, м.

$$l_{np} = \sqrt{\frac{2\sigma_p \cdot h_o (1 - K_{зад} \cdot \frac{\gamma h_{ак}}{\sigma_{сж}})}{K_{np} \cdot \gamma_{cp}}}, \quad (13)$$

где  $K_{np}$  – коэффициент, учитывающий пригрузку пород, расположенных выше активной кровли, принимается равным 2;  $K_{зад}$  – коэффициент, учитывающий закрепление слоя пород в заделке на изгибающий момент.

Ширина межкамерных целиков должна выбираться исходя из необходимости использования части его на формирование подзавальных целиков.

Ширина и длина заходки предварительно выбираются по параметрам применяемого комбайна, затем производится проверка их по условию обеспечения устойчивости непосредственной кровли в заходке путем сравнения устойчивой площади обнажения кровли условной одиночной выработки с площадью обнажения кровли.

Смещение пород кровли в камерах происходит по двум схемам. Первая схема с образованием устойчивой формы свода обрушений. Нагрузка пород кровли на крепь выработки определяется массой пород в пределах свода обрушения. Такая схема образуется на участках с неустойчивыми и средней устойчивости породами непосредственной кровли. По второй схеме сдвигание пород кровли происходит в форме трапеции толстыми плитами. Нагрузка на крепь выработки определяется массой плиты, потерявшей связь с вышестоящими породами. Такая схема сдвижения наблюдается при наличии в кровле выработки устойчивых пород. В качестве критерия устойчивости пролета выработки принимается относительный прогиб несущего слоя. Породы непосредственной кровли обладают структурной нарушенностью: трещиноватостью, слоистостью, зернистостью, пористостью и др. Прочностные характеристики пород изменяются также по технологическим причинам. Поэтому в расчетах устойчивости кровли выработок рекомендуется учитывать коэффициент структурного ослабления кровли.

По результатам испытаний и исследований разработаны технологические схемы с применением камерно-столбовой системы, которые по способу управления кровлей предполагают полное обрушение кровли и закладка выработанного пространства.

Применение того или иного способа управления кровлей предусматривается при отработке запасов угля:

- в целиках и пожароопасных пластах – с литой твердеющей закладкой;
- в целиках – с литой твердеющей закладкой в сочетании с обрушением;
- в целиках – с обрушением с выемкой части запасов и оставлением целиков;
- на участках любой формы и ограниченных размеров – с обрушением.

Основная сущность технологии ведения работ заключается в разделении технологических процессов проведения камер и отработки междукammerных целиков на отдельные этапы и в соблюдении строгой последовательности выполнения этапов технологического цикла.

Для конкретного исследования оставленных по шахтам целиков их показатели были сведены в таблицы 1 и 2.

Таблица 1 - Оценка запасов угля по форме целиков и их расположению

| Шахта            | Пласт            | Форма целика, количество, шт.                    | Запасы угля в целиках, тыс. тонн | Расположение участков, количество, шт. |
|------------------|------------------|--------------------------------------------------|----------------------------------|----------------------------------------|
| им. 7 Ноября     | Байкаимский      | Треугольная,2<br>Трапедия,2<br>Прямоугольная,1   | 2201,0<br>1953,0<br>3892,0       | По простиранию, 5                      |
|                  | Полысаевский-1   | Треугольная,1<br>Трапедия,2                      | 65,1<br>781,9                    | По простиранию, 3                      |
|                  | Полысаевский-2   | Трапедия,1<br>прямоугольная,1                    | 956,3<br>940,8                   | По простиранию, 2                      |
|                  | Надбайкаимский-2 | Треугольная,2<br>Трапедия,3<br>Прямоугольная,1   | 324,0<br>1130,0<br>301,0         | По простиранию, 5                      |
| ИТОГО по шахте   |                  |                                                  | 12545,1                          |                                        |
| Кольчугинское    | Байкаимский      | Треугольная, 1<br>Трапедия,1<br>Прямоугольная,1  | 945,0<br>1160,5<br>643,0         | По простиранию, 4                      |
|                  | Надбайкаимский   | Трапедия,3<br>Прямоугольная,1                    | 1148,9<br>439,7                  | По простиранию, 4                      |
|                  | Поджуринский-5   | Трапедия,3                                       | 2498,3                           | По простиранию, 3                      |
| ИТОГО по шахте   |                  |                                                  | 6835,4                           |                                        |
| им. Ярославского | Журинский н.сл.  | Трапедия,1<br>Прямоугольная,2                    | 263,9<br>379,3                   | По простиранию, 3                      |
| ИТОГО по шахте   |                  |                                                  | 643,2                            |                                        |
| Комсомолец       | Толмачевский     | Трапедия,3<br>Прямоугольная,3                    | 2481,2<br>594,5                  | По простиранию, 4<br>По падению, 2     |
|                  | Бреевский        | Трапедия,5                                       | 1328,8                           | По простиранию, 4<br>По падению, 1     |
| ИТОГО по шахте   |                  |                                                  | 4404,5                           |                                        |
| им. С.М.Кирова   | Толмачевский     | Треугольная, 1<br>Трапедия,2                     | 221,5<br>1115,1                  | По простиранию, 2                      |
| ИТОГО по шахте   |                  |                                                  | 1336,6                           |                                        |
| ИТОГО ПО ШАХТАМ  |                  | Трапедия,25<br>Треугольная,7<br>Прямоугольная,10 | 26764,8                          |                                        |

Исследуя данные таблицы необходимо сделать вывод о том, что наибольшее количество оставленных запасов в целиках находится на шахте им. 7 Ноября. Они составляют 12545,1 тыс. т. При этом необходимо отметить, что все целики угля по данным шахты вытянуты по простиранию. В то же время согласно таблице 2 мощность угольных пластов составляет от 2,5-2,8м (пл. Полысаевский I) до 4,2-4,5м (пл. Байкаимский). Угол падения этих пластов составляет от 3 до 7° максимально. Характеристика пород кровли нашла отражение в таблице 3. В настоящее время на 01.07.2009г. на шахте 7 Ноября в связи с отработкой основных запасов по пластам Полысаевский I-II, Надбайкаимскому остались запасы только по пласту Байкаимскому в объеме 17900 тыс. т по горной массе. Запасы в объеме 17900 тыс. т угля по пласту Байкаимскому позволят шахте проработать до 01.07.2014г. с годовой нагрузкой в среднем 4000 тыс. т. Таким образом, шахте осталась существовать 5 лет. Движение запасов по годам указано в таблице 4. Но в то же время, как видно из таблицы 1, запасы угля по пласту Байкаимскому, оставленные в различных целиках составляют 8046 тыс. т.

Таблица 2 - Характеристика условий залегания угольных пластов

| Шахта             | Пласт,<br>$\sigma_{сж}$ , МПа | Мощность пласта, м | Угол падения, град. | Характеристика пород кровли |           |                     |                  |           |                     |             |          |                     |
|-------------------|-------------------------------|--------------------|---------------------|-----------------------------|-----------|---------------------|------------------|-----------|---------------------|-------------|----------|---------------------|
|                   |                               |                    |                     | ложной                      |           |                     | непосредственной |           |                     | Основной    |          |                     |
|                   |                               |                    |                     | мощность, м                 | породы    | $\sigma_{сж}$ , МПа | мощность, м      | породы    | $\sigma_{сж}$ , МПа | мощность, м | породы   | $\sigma_{сж}$ , МПа |
| им.<br>7 Ноября   | Полысаевский-1<br>15          | 2,5-2,8            | 3-4                 | -                           | -         | -                   | 6,0              | алевролит | 30-40               | 36          | песчаник | 40-60               |
|                   | Полысаевский-2<br>13          | 4,5-4,6            | 3-5                 | -                           | -         | -                   | 1,5-1,2          | алевролит | 30-40               | 44          | песчаник | 60                  |
|                   | Байкаимский<br>14             | 4,2-4,5            | 2-5                 | 0,6                         | алевролит | 30-40               | 6,0              | алевролит | 50                  | 40-50       | песчаник | 40-50               |
|                   | Надбайкаимский<br>14          | 2,6-3,1            | 3-4                 | 0,3                         | алевролит | 30                  | 3-6              | алевролит | 40-50               | 20-25       | песчаник | 50-60               |
| им.<br>С.М.Кирова | Толмаческий<br>15             | 2,3-2,4            | 6                   | 0,2                         | аргиллит  | 20                  | 2-3              | аргиллит  | 30                  | 20          | песчаник | 50-70               |



| Шахта                | Плост,<br>$\sigma_{сж}$ , МПа    | Мощность пласта, м | Угол падения, град. | Характеристика пород кровли |          |                     |                  |                         |                     |             |                         |                     |
|----------------------|----------------------------------|--------------------|---------------------|-----------------------------|----------|---------------------|------------------|-------------------------|---------------------|-------------|-------------------------|---------------------|
|                      |                                  |                    |                     | ложной                      |          |                     | непосредственной |                         |                     | Основной    |                         |                     |
|                      |                                  |                    |                     | мощность, м                 | породы   | $\sigma_{сж}$ , МПа | мощность, м      | породы                  | $\sigma_{сж}$ , МПа | мощность, м | породы                  | $\sigma_{сж}$ , МПа |
| им.<br>Ярославского  | Журицкий<br>Нижний слой<br>10-12 | 2,2-2,4            | 6-7                 | -                           | -        | -                   | 10               | аргиллит сжав-<br>шийся | 30-40               | 30          | песчаник                | 60                  |
| ш/у<br>Кольчугинское | Байкаимский<br>15                | 3,0                | 6-7                 | 0,4                         | аргиллит | 30                  | 0-8              | аргиллит                | 30-60               | 30-50       | песчаник                | 50-100              |
|                      | Поджуринский<br>12-15            | 2,8-3,3            | 4-6                 | 0,2                         | аргиллит | 20-30               | 2-3              | алевролит               | 30-40               | 20-25       | песчаник                | 60-80               |
|                      | Надбайкаимский<br>14             | 2,5-3,2            | 4-6                 | 0,3                         | аргиллит | 20-30               | 3-6              | аргиллит                | 30-60               | 70          | Песчаник алевро-<br>лит | 60-80               |
| Комсомолец           | Толмачевский                     | 2,1-2,3            | 6-7                 | -                           | -        | -                   | 0-5              | алевролит               | 35-40               | 6-14        | песчаник                | 60                  |
|                      | Бреевский                        | 2,5-3,4            | 5                   | -                           | -        | -                   | 5                | аргиллит                | 30-40               | 8           | алевролит               | 40-50               |

Таким образом, если, начиная со второй половины 2014г. организовать добычу из целликов с годовой нагрузкой 1,0 млн. т, то можно продлить жизнь шахты на 8 лет, т.е. до 2022 года, тем самым, увеличив коэффициент извлечения угля и увеличив срок (коэффициент) использования основных фондов.

На шахтах Ленинского рудника отсутствует опыт отработки угольных пластов мощностью 4-5м по камерно-столбовой технологии, но такой опыт наработан на других шахтах Кузбасса, в частности на шахтах «Усинская», им. В.И. Ленина и шахте «Распадская».

Основываясь на опыте отработки подобных угольных пластов на данных шахтах можно рекомендовать для отработки пл. Байкаимского на шахте им. 7 Ноября использовать наработанные технологические схемы № 9, 10 [27].

Таблица 3 - Распределение запасов угля, пригодных к выемке камерно-столбовой системой, на шахтах Ленинского рудника

| Шахта            | Пласт            | Средняя мощность пласта, м | Угол падения пласта, град. | Промышленные запасы угля, тыс. т. | Характеристика пород кровли                      |                                       |
|------------------|------------------|----------------------------|----------------------------|-----------------------------------|--------------------------------------------------|---------------------------------------|
|                  |                  |                            |                            |                                   | непосредственной                                 | основной                              |
| Им. 7 Ноября     | Байкаимский      | 4,4-4,5                    | 1-5                        | 8046,0                            | Алевролит $m=2-8м, f=3-5$ средней устойчивости   | Песчаник $m=4-10м, f=5-7$ устойчивый  |
|                  | Полысаевский-1   | 2,5-2,8                    | 1                          | 847,1                             | Алевролит $m=6м, f=3-4$ неустойчивая             | Песчаник $m=3-6м, f=4-6$              |
|                  | Полысаевский-2   | 4,5-5,6                    | 2-3                        | 1897,3                            | Алевролит $m=1,5-12м, f=3-4$ , неустойчивая      | Песчаник $m$ до 44м, $f=6$            |
|                  | Надбайкаимский-2 | 2,6-3,1                    | 1-3                        | 1754,7                            | Алевролит $m=2-6м, f=3-5$ , средней устойчивости | Песчаник $m=20-34м, f=7$              |
|                  | ИТОГО по шахте   |                            |                            | 12545,1                           |                                                  |                                       |
| Красноярская     | Байкаимский      | 3,0                        | 4-11                       | 2748,5                            | Аргиллит $m=0-8м, f=3-6$ , средней устойчивости  | Песчаник $m=30-35м, f=5-10$           |
|                  | Надбайкаимский   | 2,5-2,8                    | 7-13                       | 1587,3                            | Аргиллит $m=12м, f=2-6$ средней устойчивости     | Аргиллит, песчаник алевролит $f=2-10$ |
|                  | Поджуринский-5   | 3,1                        | 2                          | 2498,3                            | Аргиллит $m=0-4м, f=5-6$ средней устойчивости    | Песчаник $m=18-30м, f=7-10$           |
|                  | ИТОГО по шахте   |                            |                            | 6834,1                            |                                                  |                                       |
| Им. Ярославского | Журинский        | 2,1-2,4                    | 1-3                        | <b>643,2</b>                      | Алевролит $m=6-14, f=3-4$ неустойчивая           | Алевролит, песчаник $m=8-18м, f=5-6$  |
| Комсомолец       | Толмачевский     | 2,1-2,3                    | 5-6                        | 3075,5                            | Алевролит $m=0-5, f=3$ средней устойчивости      | Песчаник $m=10-16м, f=6$              |
|                  | Бреевский        | 2,0-3,0                    | 4-6                        | 1328,8                            | Алевролит $m=5м, f=4$ средней устойчивости       | Песчаник $m=15м, f=6-7$               |
|                  | ИТОГО по шахте   |                            |                            | 4404,3                            |                                                  |                                       |
| Им. С.М.Кирова   | Толмачевский     | 2,3                        | 3-9                        | 1336,6                            | Аргиллит $m=4м, f=3-4$ Средней устойчивости      | Песчаник $m=15м, f=5-6$               |
| ВСЕГО            |                  |                            |                            | 25764,8                           |                                                  |                                       |

Таблица 4 - Календарный план отработки запасов юго-западной прирезки пласта

| Промышлен-<br>ные запасы,<br>тыс.т           |                  | Механизация очистных работ        | Добыча горной массы |          |          |         |          |          |         |          |          |          |         |         |          |         |          |          |          |          |         |         |     |    |
|----------------------------------------------|------------------|-----------------------------------|---------------------|----------|----------|---------|----------|----------|---------|----------|----------|----------|---------|---------|----------|---------|----------|----------|----------|----------|---------|---------|-----|----|
| По чистому углю                              | По горючей массе |                                   | по годам            |          |          |         |          |          |         |          |          |          |         |         |          |         |          |          |          |          |         |         |     |    |
|                                              |                  |                                   | 2009                |          | 2010     |         |          |          | 2011    |          |          |          | 2012    |         |          |         | 2013     |          |          |          | 2014    |         |     |    |
|                                              |                  |                                   | III                 | IV       | I        | II      | III      | IV       | I       | II       | III      | IV       | I       | II      | III      | IV      | I        | II       | III      | IV       | I       | II      | III | IV |
| 2140                                         | 2525             | Тагор-24/50-ПЮз, SL-500, PF4/1132 | 19<br>5             | 105      | 105<br>0 | 23<br>0 |          |          |         |          |          |          |         |         |          |         |          |          |          |          |         |         |     |    |
| 2766                                         | 3265             |                                   |                     |          |          | 47<br>0 | 105<br>0 | 105<br>0 | 69<br>5 |          |          |          |         |         |          |         |          |          |          |          |         |         |     |    |
| 3346                                         | 3950             |                                   |                     |          |          |         |          |          | 5       | 105<br>0 | 105<br>0 | 105<br>0 | 79<br>5 |         |          |         |          |          |          |          |         |         |     |    |
| 1813                                         | 2140             |                                   |                     |          |          |         |          |          |         |          |          |          |         | 95<br>5 | 105<br>0 | 13<br>5 |          |          |          |          |         |         |     |    |
| 4040                                         | 4770             |                                   |                     |          |          |         |          |          |         |          |          |          |         |         |          | 56<br>5 | 105<br>0 | 105<br>0 | 105<br>0 | 105<br>0 | 5       |         |     |    |
| 1059                                         | 1250             |                                   |                     |          |          |         |          |          |         |          |          |          |         |         |          |         |          |          |          |          | 69<br>5 | 55<br>5 |     |    |
| 15164                                        | 17900            |                                   |                     |          |          |         |          |          |         |          |          |          |         |         |          |         |          |          |          |          |         |         |     |    |
| По кварталам с<br>очистного забоя            |                  |                                   | 19<br>5             | 105<br>0 | 105<br>0 | 70<br>0 | 105<br>0 | 105<br>0 | 70<br>0 | 105<br>0 | 105<br>0 | 105<br>0 | 79<br>5 | 95<br>5 | 105<br>0 | 70<br>0 | 105<br>0 | 105<br>0 | 105<br>0 | 105<br>0 | 70<br>0 | 55<br>5 | 0   | 0  |
| По кварталам от<br>проведения вырабо-<br>ток |                  |                                   | 60                  | 60       | 60       | 60      | 60       | 60       | 60      | 48       | 36       | 12       | 0       | 0       | 0        | 0       | 0        | 0        | 0        | 0        | 0       | 0       | 0   | 0  |
| По годам                                     |                  |                                   | 1365                |          | 4090     |         |          |          | 4006    |          |          |          | 3500    |         |          |         | 4200     |          |          |          | 1255    |         |     |    |
| Количество очист-<br>ных забоев              |                  |                                   | 1                   | 1        | 1        | 1       | 1        | 1        | 1       | 1        | 1        | 1        | 1       | 1       | 1        | 1       | 1        | 1        | 1        | 1        | 1       | 1       | 0   | 0  |
| Количество подгото-<br>вительных забоев      |                  |                                   | 5                   | 5        | 5        | 5       | 5        | 5        | 4       | 3        | 1        | 0        | 0       | 0       | 0        | 0       | 0        | 0        | 0        | 0        | 0       | 0       | 0   | 0  |
| Количество пере-<br>монтажей                 |                  |                                   | 0                   |          | 1        |         |          |          | 1       |          |          |          | 2       |         |          |         | 0        |          |          |          | 1       |         |     |    |

## Список литературы

1. Крошкин И.С. Оценка целесообразности внедрения камерно-столбовой системы разработки на шахтах РФ / И.С. Крошкин, А.В. Брайцев, С.В. Шатилов // Уголь. - 1998. - № 3. - С. 21-35.
2. Судоплатов А.П. Разработка угольных месторождений короткими очистными забоями / А.П. Судоплатов - М: Недра, 1962. - 304с.
3. Короткозабойная технология отработки пологих пластов / Ю.Д. Торф, Г.Е. Лукашов // Уголь. - 1998. - № 7. - С. 18-21.
4. Развитие коммерческих частных структур по добыче угля на базе закрываемых шахт / А.В. Ремезов, Ю.П. Коломаров, З.И. Гараев, А.В. Ка-дошников // Совершенствование технологических процессов при разработке полезных ископаемых: сб. науч. тр. / Научно-техн. центр «Кузбасс-углетехнология». - Кемерово. - С. 92-96.
5. Совершенствование совмещенной технологии отработки лавы / А.В. Ремезов, Л.М. Коновалов, А.С. Стариков // Совершенствование технологических процессов при разработке полезных ископаемых: сб. науч. тр. / Ассоц. «Кузбассуглетехнология». Кемерово, 1990. - С. 66-69.
6. Оработка оставленных целиков угля па шахтах филиала «Ленинскуголь» ОАО «УК «Кузбассуголь» / В.Г. Климов, З.М. Гараев, Л. М. Коновалов, А.В. Ремезов // Уголь. - 2001. - № 6. - С. 25- 27.
7. Определение параметров камерно-столбовой системы при отработке целика угля неправильной формы в пределах горного отвода ОАО «Шахта им. 7 Ноября» / А.В. Ремезов, Л.М. Коновалов, З.М. Гараев, В.Г. Климов // Совершенствование технологических процессов при разработке полезных ископаемых: сб. науч. тр. / Научно.-техн. центр «Кузбасс-углетехнология». -Кемерово, 2001. - С. 11-23.

8. Опыт отработки пласта 7-7а в горно-геологических условиях шахты «Распадская» при помощи камерно-столбовой технологии / А. В. Ремезов, С.И. Калинин // Совершенствование технологических процессов при разработке полезных ископаемых: сб. науч. тр. / Научно.-техн. центр «Кузбассуглетехнология». - Кемерово. 2004 - № 20. - С. 18-20.
9. Совокупность новых технических, технологических и экономических решений при строительстве новых угольных предприятий / А.В. Ремезов, С.И. Скопинцев, В.В. Ермак и др. // Вестник КузГТУ. - Кемерово, 2003. - № 4. - С. 32-38.
10. Угольная промышленность за рубежом / В.Е. Зайденварг и др. - М.: Горная промышленность, 1993. - 390 с.
11. Обоснование технологии отработки запасов угля, оставленных в целиках на шахтах филиала «Ленинскуголь» ОАО «УК «Кузбассуголь» / В.Г. Кшиов, Ю. Д. Гараев, Л. М. Коновалов, А. В. Ремезов II Уголь. - 2001. - С. 25-27.
12. Толмачев С. А. Заключение № 4 на отработку участка пласта Полы-саевского-1 в шахтном поле ОАО «Шахта им. 7 Ноября» / С. А. Толмачев; СФ ВНИМИ. - Прокопьевск, 2001.
13. Методическое пособие по определению основных параметров систем разработки с короткими забоями для пологих пластов Кузбасса / ВНИМИ ЭНИМИ. - Л., 1965.-85 с.
14. Расчет и экспериментальная оценка напряжений в целиках и краевых частях пласта угля / ВНИМИ. - Л., 1973. - 130 с.
15. Слесарев В. Д. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения / В. Д. Слесарев. - М.: Улестехиздат, 1948. - 195 с.
16. Временное руководство по определению степени опасности напряженно-деформированного состояния кровли при камерно-столбовой системе отработки мощного пологого пласта с использованием самописца СПН-72 / КузНИУ. - Кемерово, 1998. -9 с.
17. Борисов А. А. Механика горных пород и массивов / А. А. Борисов. -М.: Недра, 1980.-360 с.
18. Обоснование методов выбора рациональных технологических параметров камерно-столбовой системы для отработки пологих пластов в сложных горно-геологических условиях: отчет по научно-исследовательской работе / СФ ВНИМИ. - Прокопьевск, 2001. - 283с.
19. Методическое пособие по определению основных параметров систем разработки с короткими забоями для пологих пластов Кузбасса / ВНИМИ. - Л., 1965. - 87 с.
20. Венцель Е.С. Теория вероятностей / Е.С. Венцель. - М.: Высшая школа, 1965. - 576с.
21. Временное руководство по определению степени опасности напряженно-деформированного состояния кровли при камерно-столбовой системе отработки мощного пологого пласта с использованием самописца перемещений СПН-72 / КузНИУ. - Прокопьевск, 1998. - Юс.
22. Анализ методов расчета междукамерных целиков / С.И. Калинин, Б.П. Агудалин // Совершенствование технологических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых. - Кемерово, 2001. - С. 56-66.
23. Методические указания по определению несущей способности целиков / ВНИМИ. - Л., 1972.-90 с.
24. Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России. - СПб., 2000.-70с.
25. Правила безопасности в угольных шахтах ПБ.05-618-03 / ГУЛ НТЦ БП. - М., 298с.
26. Методическое руководство по выбору геомеханических параметров технологии разработки угольных пластов короткими забоями. - СПб., 2003. -55 с.
27. Диссертация на соискание ученого звания «Кандидат технических наук» В.Г. Климов, 2009г. - 151с.

УДК 621.3049.77

**ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ НАНОТЕХНОЛОГИЙ В МИРЕ И РОССИИ***А.В. Ремезов, К.А. Бубнов, А.В. Бедарев**ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет»**г. Кемерово, Россия*

В конце прошлого века во многих промышленно развитых странах прокатилась волна нового направления в науке – нанотехнологии. Многие страны охватил нанобум.

Как стало очевидным из выступлений различных ученых, на пороге научных открытий и достижений появилась новая отрасль науки, на пороге новых научных открытий не просто новая отрасль науки, а это тотальная научная революция во всех науках, которая по масштабам новизны способна затмить своими результатами последствия компьютерной революции конца XX века.

Теперь уже ясно, что весь мир стоит у черты новых глобальных открытий во всех известных направлениях науки и родится новая наука о совокупности знаний о структуре и особенностях поведения вещества в нанометровом масштабе размеров. А нанотехнология и нанотехника будет рассматриваться, как искусство создавать и использовать объекты и структуры с характерными размерами в диапазонах от атомарных до  $\sim 100$  нм (хотя бы в одном из трех измерений).

Английский термин «Nanotechnology» был предложен японским профессором Норко Танигучи в середине 70-х годов прошлого века и использован в докладе «Об основных принципах нанотехнологии» (On the Concept of Nanotechnology) в 1974г. в Токио, т.е. задолго до начала масштабных работ в этой области.

В соответствии с названием наномир представлен объектами и структурами, характерные размеры  $R$  которых измеряются нанометрами ( $1 \text{ нм} = 10^{-9} \text{ м} = 10^{-6} \text{ мм} = 10^{-3} \text{ мкм}$ ). Сама десятичная приставка «нано» происходит от греческого слова «*νανος*» - карлик и означает одну миллиардную часть чего-либо.

Реально наиболее ярко специфика нанообъектов проявляется в области характерных размеров  $R$  от атомных ( $\sim 0,1$  нм) до нескольких десятков нанометров. В ней все свойства материалов и изделий (физико-механические, тепловые, электрические, магнитные, оптические, химические, каталитические и др.) могут радикально отличаться от макроскопических.

Нанообъекты и наноструктуры могут быть синтезированы искусственно или найдены в готовом виде и отобраны из природных объектов (главным образом биологических). Отнесение того или иного объекта к наномасштабным весьма условно. Нанообласти в структурной иерархии можно выделить практически в любом объемном, пленочном или волокнистом объекте (примесные кластеры, границы зерен, ядра дислокаций и т.п. в кристаллах; области упорядочения молекул в полимерах; глобулярные белки, мембраны и мицеллы в биоматериалах и т.д.).

В качестве разумного критерия принадлежности объекта к наноструктурным, очевидно, можно принять высокую степень влияния на обсуждаемые свойства именно наноразмерных элементов его реальной структуры. При этом вполне может оказаться, что один и тот же материал для некоторых свойств и приложений будет демонстрировать явную наноспецифику, а для других - казаться однородным.

Таким образом, очертить строго границы наномира не так просто. В литературе имеются десятки (если не сотни) определений предмета ведения нанонауки и нанотехники. Это говорит о том, что они переживают период становления и бурного развития. Так, на вопрос «Как бы Вы определили, что такое нанотехнология?» около 100 экспертов дали следующие ответы (Nanotechnology -size matters: building a successful nanotechnology company. A 3i white

paper in association with the Economist Intelligence Unit and the Institute of Nanotechnology. - London, 2002):

- 45% - технология, которая имеет дело с элементами не более 10 нм;
- 17% - технология, которая имеет дело с субмикронными элементами;
- 5% - технология, где использованы новые законы физики;
- 23% - технология, оперирующая материей на уровне отдельных атомов и молекул;
- 10% - другие.

Мерриэм Вебстеровский академический словарь определяет нанотехнологию как искусство манипулирования материалами на атомарном или молекулярном уровне, особенно для создания макроскопических устройств (например, роботов). Справочный сайт About.com определяет нанотехнологию еще короче: как разработку и использование устройств с размерами в несколько нанометров.

Более развернутое определение содержится в документах государственной программы США «Национальная нанотехнологическая инициатива». Оно сформулировано авторитетными специалистами и звучит так: «Нанотехнология – это исследования и технологические разработки на атомарном, молекулярном или макромолекулярном уровне в шкале размеров приблизительно от 1 до 100 нм, проводимые для приобретения фундаментальных знаний о природе явлений и свойствах материалов в наношкале и для создания и использования структур, приборов и систем, которые обладают новыми качествами благодаря своим маленьким размерам. Нанотехнологические исследования и разработки включают контролируемые манипуляции наноразмерными структурами и их интеграцию в более крупные компоненты, системы и архитектуры» ([www.nano.gov/html/facts/WhatIsNano.html](http://www.nano.gov/html/facts/WhatIsNano.html)).

Общее мнение большинства специалистов: нано науку можно определить как совокупность знаний о структуре и особенностях поведения вещества в нанометровом масштабе размеров, а нанотехнологию и нанотехнику – как искусство создавать и использовать объекты и структуру с характерными размерами в диапазоне от атомарных до ~ 100 нм (хотя бы в одном из трех измерений).

Такое определение фактически утверждает, «нановладения» занимают промежуточную область между миром отдельных атомов, управляемых квантовой механикой, и макромиром, хорошо описываемом в рамках различных континуальных теорий (упругости, гидродинамики и т.п.).

В 1959 г. Нобелевский лауреат по физике Ричард Фейнман прочитал лекцию с аллегорическим названием «Внизу полным-полно места» (Feynman, R. P. 1961. There is plenty of room at the bottom In Minituarization. New York: Reinhold), которая позднее стала знаменитой [1], Фейнман рассказал аудитории о фантастических перспективах, которые сулит изготовление материалов и устройств на атомном или молекулярном уровне. Он также указал, что тогда возникнет необходимость в создании совершенно нового класса рабочей и измерительной аппаратуры, требуемой для обращения со столь малыми, наноразмерными объектами.

Предсказанная Фейнманом аппаратура появилась лишь в 1980-х гг. (сканирующие туннельные и атомно-силовые микроскопы и другие приборы), после чего исследователи обрели «глаза» и «пальцы», необходимые для создания и изучения свойств таких объектов. Одновременно был достигнут значительный прогресс в вычислительной технике, что позволило моделировать характеристики материалов в наномасштабе. Эти новые инструменты и возможности стимулировали активность научного сообщества, и ученые различных специальностей стали активно изготавливать и изучать наноструктуры, открывая все новые явления, обусловленные тем, что хотя бы одно из измерений исследуемого объекта меньше критического размера 100 нм. В связи с этим возникла новая парадигма получения материалов, основанная на субмикронной «сборке». В идеальном варианте (при использовании принципов самоорганизации вещества и «самосборки») такие материалы должны создаваться «снизу вверх», в отличие от практикуемого в настоящее время подхода к ультраминиатюризации «сверху вниз» (т. е. когда мелкие объекты создаются из крупных, например, путем измельче-

ния). Однако пока мы только начинаем понимать принципы, по которым следует осуществлять конструирование и производство наноструктур и наноустройств. Кроме того, требуется исследование характеристик уже изготовленных наноустройств, поскольку опыт изготовления микроустройств ограничен моделями, работающими в диапазоне размеров  $> 100$  нм. Поэтому мы сможем добиться большего прогресса в конструировании, изготовлении и сборке наноструктур только после того, как ясно поймем принципы, определяющие физико-химические свойства таких материалов и методы их изготовления, и на этой основе научимся прогнозировать и регулировать свойства получаемых объектов.

Управляя размерами и формой наноструктур, таким материалам можно придавать совершенно новые функциональные характеристики, резко отличающиеся от характеристик обычных материалов. К числу уже известных наноструктур относятся углеродные нанотрубки, белки, ДНК и работающие при комнатных температурах «одноэлектронные» транзисторы. Рациональный подход к производству таких материалов и устройств знаменовал бы революцию в науке и технике, если бы ученым удалось выявить и полностью использовать закономерности и принципы, определяющие структуру и свойства таких объектов.

Таким образом, преимущество нанотехнологии могут быть реализованы в максимальной степени при наличии общенациональной программы, объединяющей усилия исследовательских, промышленных и правительственных организаций на всех уровнях. Основные акценты этой программы:

- поддержка долгосрочных научных исследований в области нанотехнологии, нацеленных на фундаментальные открытия новых явлений, процессов и материалов;
- укрепление официальных структур, поощряющих и развивающих исследования в данной области;
- поддержка межотраслевого и междисциплинарного сотрудничества;
- создание новых методов обучения специалистов (технологов и организаторов) в области нанотехнологии;
- создание инфраструктуры для организации высокоэффективных фундаментальных исследований, поиска возможных применений их результатов, развития новых технологий и их быстрой коммерциализации.

В рамках этой большой национальной программы по нанотехнологии были выделены специальные разделы. Для университетских, частных и государственных лабораторий, а также для финансируемых правительством агентств и профессиональных научно-технических обществ рекомендуются следующие мероприятия.

#### I. Университетские лаборатории и коллективы

Поощрение междисциплинарных исследований с участием многих организаций.

Поддержка центров по нанотехнологии в университетских городках.

Введение курсов по нанотехнологии в существующие учебные программы и разработка специальных курсов по различным проблемам в этой области.

Создание или обеспечение связи между региональными объединениями, имеющими отношение к технологии и промышленности. Смягчение требований к правам на интеллектуальную собственность для обеспечения информационного потока к промышленному производству.

Установление стипендий для дипломников, аспирантов и постдоков, связанных с междисциплинарными исследованиями в области нанотехнологии.

#### II. Частный сектор

Инвестирование в исследования по нанотехнологии внутри фирм.

Организация и проведение региональных выставок, связанных с конкуренцией в области нанотехнологии и распространением информации о ней.

Организация и субсидирование новых производств, основанных на нанотехнологиях.

#### III. Государственные научно-исследовательские лаборатории

Поощрение применений нанотехнологии в перспективных работах.



Участие в региональных объединениях с университетскими и промышленными организациями, обеспечение обмена информацией.

Проведение уникальных измерений и изучение возможностей исследований на нано-уровне (синхротроны, центры по микроскопии и т. д.).

Разработка измерительных стандартов в области нанотехнологии.

IV. Государственные финансирующие организации

Увеличение бюджетного финансирования научно-исследовательских работ в области нанотехнологии.

Организация и поддержка небольших междисциплинарных исследовательских групп в университетах (включая объединенные группы из разных университетов), а также стимулирование сотрудничества между университетскими, частными и государственными исследовательскими организациями.

Организация и развитие систем поиска информации и баз данных в области нанотехнологии, чтобы обеспечить достаточный обмен информацией и повысить качество исследований и образования.

Финансирование совместных проектов (университеты, промышленность, местные государственные лаборатории), связанных с исследованиями, передачей информации и образованием в области нанотехнологии.

Организация экспертных центров, которые могли бы осуществлять на соревновательной основе оценку результатов фундаментальных и прикладных исследований, а также технологических методов или образцов.

Поощрение международного сотрудничества в области нанотехнологии (для снижения общих затрат) и организация совместных фундаментальных исследований.

V. Научные и инженерные сообщества и организации

Организация междисциплинарных конференций по научным и технологическим вопросам, связанным с наноструктурами, а также разработка новых методик и их внедрение в существующие технологии.

Организация специализированных исследовательских групп из ученых и инженеров в тех отраслях, где их раньше не было.

Установление связей с международными научными организациями для информирования американских ученых о последних достижениях в данной области.

Проведение конференций по вопросам образования в области нанотехнологии на всех уровнях.

Организация конференций с участием ученых и представителей промышленных компаний по различным аспектам развития нанотехнологии.

В своем выступлении в Конгрессе США (1998 г.) проф. Н. Лейна - Советник Президента США по вопросам науки и техники - высказал такую мысль: «Если бы меня спросили, какую область науки и техники может обеспечить нам прорыв в будущее, я бы назвал нанотехнологию».

На основании доклада Межотраслевой группы на нанонауке, нанотехнике и нанотехнологии (IWGN) Национального Совета по науке и технике при президенте США, Президент Б. Клинтон подписал в январе 2001 года известную программу ННИ (Национальная нанотехнологическая инициатива) на реализацию этой программы в следующем году уже было запланировано 500 миллионов долларов. Фактически данная программа дала старт нанотехнологическую буму во многих странах.

Запланированные средства на реализацию государственной программы США «Национальная и нанотехнологическая» инициатива уже в 2005 году составила почти 1 млрд. долл., что почти вдвое в 2005г. превышали годовой бюджет всей Российской Академии наук.

В Шестой рамочной программе научно-технического развития Евросоюза на 2002-2006гг. «Нанотехнологии» была отнесена к приоритетным и на ее реализацию было запланировано 1,3 млрд. евро.

Профессор Технического колледжа штата Джорджия, США Ральф Меркле новой науке дает следующее определение: «Нанотехнологии произведут такую же революцию в манипулировании материей, какую произвели компьютеры в манипулировании информацией»

Необходимо отметить, что инвестиции частных фирм в нанотехнологии и темпы их роста заметно превышают правительственные и их доля постоянно возрастает.

В России имелся перечень приоритетных направлений развития научно-технической сферы, в котором упоминались нанотехнологии. Однако запланированные в госбюджете 2005г. 2,76 млрд руб. (~ 100 млн дол. США), которые предназначены для финансирования инновационных проектов с нанотехнологической спецификой, реализуемых Роснаукой, не кажутся на этом фоне значительными инвестициями в наше будущее. По данным зам. руководителя Роснауки Клименко А.В., реально суммарный объем инвестиций бюджетных и внебюджетных средств направленных на развитие нанотехнологии, был еще меньше и составил в 2005г. 890 млн руб.

В соответствии с поручением Президента Российской Федерации В. В. Путина правительство России распоряжением от 25 августа 2006 г. № 1188-р одобрило программу координации работ в области нанотехнологии и наноматериалов. Указано, что ускоренное развитие соответствующих исследований должно обеспечить реализацию стратегических приоритетов страны, изложенных в Основах политики Российской Федерации в области развития науки и технологий на период до 2010г. и дальнейшую перспективу.

Целью утвержденной программы является достижение и поддержание паритета с развитыми странами мира в приоритетных направлениях науки и техники, ресурсо- и энергосбережении, создании экологически адаптированных современных промышленных производств, здравоохранении, производстве продуктов питания, качестве и уровне жизни населения, а также в обеспечении необходимого уровня обороноспособности и безопасности России за счет повышения координации и результативности работ в области нанотехнологии и наноматериалов.

Основными направлениями координации работ в рамках программы являются: создание и совершенствование исследовательской и инновационной инфраструктуры; широкомасштабное развитие фундаментальных исследований по перспективным направлениям, а также долгосрочная государственная поддержка прикладных исследований в различных отраслях науки и техники, нацеленных на коммерциализацию разработок; развитие международного взаимовыгодного сотрудничества в области наноиндустрии; подготовка, привлечение и закрепление кадров, прежде всего молодых специалистов, для использования в различных сферах деятельности в области нанотехнологии и наноматериалов. а также повышение их квалификации.

В ряде высших учебных заведений нашей страны в соответствии с поручением Министерства образования и науки Российской Федерации (приказ № 71 от 29.01.2004 г.) начата подготовка кадров в области нанотехнологии по специальностям 202000 - «Нанотехнология в электронике (наноэлектроника)» и 073800 - «Наноматериалы».

Областью их профессиональной деятельности является совокупность методов, способов и средств, направленных на исследование, моделирование, разработку нанотехнологии для создания, производства и эксплуатации наноматериалов, нанокомпонентов, элементов, приборов и устройств наноэлектроники.

В 2007 году Президент подписал Указ о создании в России Государственной корпорации «Российская корпорация нанотехнологий». Генеральным директором корпорации был назначен Анатолий Чубайс.

В конце февраля, отвечая на вопросы корреспондента одного из зарубежных изданий, Анатолий Чубайс подчеркнул, что цель корпорации — коммерциализация научно-технических разработок в области нанотехнологии. «Мы должны обеспечить строительство инновационного бизнеса в России, который к 2015 году должен выпускать нанотехнологической продукции на сумму 900 миллиардов рублей (20 миллиардов евро). Мы инвестируем в проекты, которые предлагает нам частный бизнес. В настоящее время у корпорации уже ут-

верждены к финансированию десять проектов из разных отраслей — от производства светодиодов до фотовольтаики и медицинской техники».

Он отметил, что корпорация предоставляет кредиты на очень выгодных условиях на срок до десяти лет, а это в России сейчас чрезвычайно выгодно. «Плюс к финансовой поддержке мы готовы оказывать активную административную помощь. Как только мы понимаем, что бизнес может вести проект самостоятельно, корпорация из него выходит».

В первом полугодии в Москве провел работу первый Международный Форум по нанотехнологии. Более семи тысяч ученых, гостей и просто посетителей, представительства из 35 стран — вместе собрались все те люди, которые занимаются нанотехнологиями. У инженеров, ученых и бизнесменов, действующих в наноиндустрии, впервые появилась возможность неформально встретиться и поговорить о том, как нанотехнологии внедряются в нашу повседневную жизнь и что в будущем без них будет невозможно обойтись.

Одновременно на территории «Экспоцентра» прошла выставка передовых нанотехнологических разработок, на которой демонстрировались проекты 80 российских и зарубежных компаний и организаций.

В ходе форума подписаны крупные инвестиционные контракты, в том числе между РОСНАНО, Группой ОНЭКСИМ и Уральским оптико-механическим заводом — о создании предприятия по производству светотехники нового поколения. Также заключены соглашения о сотрудничестве РОСНАНО с Российской академией наук (РАН), Московским государственным университетом имени М.В. Ломоносова (МГУ) и Министерством занятости и экономики Финляндии.

Основными задачами форума, по словам Анатолия Чубайса, стали «возведение моста между наукой и бизнесом» и содействие формированию российского нанотехнологического сообщества. Ученые и разработчики получили представление о наиболее востребованных бизнесом направлениях исследований, а представители деловых кругов — возможность ознакомиться с передовыми научно-техническими разработками и оценить перспективы их коммерциализации.

Первый международный форум по нанотехнологиям завершился награждением победителей международного конкурса научных работ молодых ученых в области нанотехнологии. На конкурс было представлено 328 научных работ российских участников по 17 направлениям развития нанотехнологий и наноиндустрии. Более половины работ — из российских регионов. В конкурсе также приняли участие 16 зарубежных участников из восьми стран мира.

Исследования, представленные на конкурс, посвящены темам, как наноэлектроника, нанофотоника, нанодиагностика, функциональные и конструкционные Наноматериалы для энергетики, электроники, магнитных систем и оптики, неорганические наноматериалы для электрохимических источников энергии, наноботехнологии и медицина.

Генеральный директор РОСНАНО Анатолий Чубайс также объявил об учреждении международной премии в области нанотехнологий, подведение итогов которой состоится на втором Международном Форуме по нанотехнологиям в Москве через год. Премия будет присуждаться ежегодно за внедренные в производство научные разработки в области нанотехнологий и вручаться авторам конкретной научной разработки. Размер премии в 2009 году составит три миллиона рублей.

Широкая география центров, занимающихся наноразработками в России, глубокие исследования и интересные подходы стали показателем того, что если Россия и отстает пока в нанотехнологиях от остальных стран, то не безнадежно сильно. Основными темами дискуссий на форуме стали перспективы развития нанотехнологии в России и мире, зарубежный опыт по формированию национальных инновационных систем, роль государства и бизнеса в создании механизмов коммерциализации научных разработок в области нанотехнологии. Участники форума также обсудили развитие венчурного инвестирования в России. Отдельное внимание было уделено перспективам.

По словам главы РОСНАНО, в прошлом году в России было произведено нанопродукции на сумму от четырех до пяти миллиардов рублей – крайне мало. Без государственной поддержки этот сектор, имеющий огромный потенциал для роста, не может полноценно развиваться. Поэтому необходимо давать дешевые кредиты на длительный срок, и такое может себе позволить только государственная корпорация. «Мы выполняем государственную задачу, – утверждает Анатолий Чубайс, – которая звучит так: Россия как площадка для развития инновационных технологий должна иметь будущее... Наша стратегия создания nanoиндустрии в России направлена не на олигархов. Прежде всего, мы хотим сотрудничать с малым и средним бизнесом. Это компании с объемом продаж пять-десять миллионов долларов. Нам нужно не пять проектов с пятью олигархами, а пятьсот – с пятьюстами средними и малыми предпринимателями».

Российская академия наук окажет содействие РОСНАНС в определении ключевых направлений развития nanoотрасли путем научно-технологического прогнозирования в различных высокотехнологичных отраслях. Для этого предполагается обмен научно-технической информацией, а также создание и унификация информационных баз о научно-технических разработках и инновационных проектах в области нанотехнологии, наноматериалов и наносистем.

Стороны также будут сотрудничать в отборе и реализации проектов, направленных на внедрение нанотехнологии и на обеспечение условий для развития в России конкурентоспособных научно-технологических школ. Для достижения этих целей РОСНАНО и РАН будут совместно готовить кадры для nanoиндустрии и привлекать молодых специалистов, аспирантов и докторантов в сферу нанотехнологии.

РОСНАНО и МГУ будут сотрудничать в области развития инновационной инфраструктуры nanoиндустрии, в подготовке и реализации инновационных проектов в сфере нанотехнологии на ранней стадии, а также реализовывать образовательные проекты по переподготовке и повышению квалификации специалистов в сфере nanoиндустрии. Также стороны договорились об использовании экспертного потенциала специалистов МГУ для экспертизы проектов РОСНАНО и привлечении лабораторий университета к деятельности сертификационного центра корпорации.

Ведут переговоры о создании Инновационного центра нанотехнологии (Центр нанотехнологии), на базе которого будут проводиться опытно-конструкторские работы и пилотное производство. Это позволит устранить существующий сегодня разрыв между результатами научной деятельности в области нанотехнологии и применением их на практике.

Научный Совет по подготовке специалистов нового направления («nano») возглавил Нобелевский лауреат академик Ж.И. Алферов.

Учитывая высокий уровень задач, поставленных по развитию нанотехнологий в сжатые сроки в России, мы считаем, что в первую очередь необходима экстренная программа ознакомления и обучения основам нанонауки и нанотехники на всех ступенях образования – от школьного до вузовского, которая стала бы ключевым пунктом общегосударственной целевой программы освоения и внедрения нанотехники в России, а также конкретная программа, хотя бы на уровне «Введения в нанотехнологию» на первых курсах всех специальностей, обучаемых студентов в ГУ КузГТУ.

#### Список литературы

Головин, Ю. И. Введение в нанотехнику. – М.: Машиностроение, 2007. – 496 с.

Кобаяси, Н. Введение в нанотехнологию. Пер. с японск. – М.: БИНОМ. Лаборатория знаний, 2007. – 134 с.

Абрамян, А. А. Основы прикладной нанотехнологии / А. А. Абрамян, В. И. Балабанов, В. И. Беклемишев, Р. В. Вартанов, И. И. Махонин, В. А. Солодовников – М.: МАГИСТР-ПРЕСС, 2007. – 208 с.

Гончаров, С. А. Нанотехнологии и нанокристаллические материалы в горной промышленности / С. А. Гончаров, Н. Ю. Чернегов – М.: Изд-во МГТУ, 2006. – 100 с.

УДК 681.51:622.33

## СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ОБЪЕКТАМИ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ

<sup>1</sup>Ивушкин А.А., <sup>1</sup>Венгер К.Г., <sup>2</sup>Коровин С.К., <sup>3</sup>Мышляев Л.П., <sup>4</sup>Сазыкин Г.П., <sup>5</sup>Киселев С.Ф.

1 - ООО «Объединенная компания «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия

2 - ГОУ ВПО «Московский государственный университет им. М.В. Ломоносова»,  
г. Москва, Россия

3 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,  
г. Новокузнецк, Россия

4 - ЗАО «Горный институт по проектированию предприятий угольной промышленно-  
сти «Гипроуголь», г. Новосибирск, Россия

5 - ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия

Современные социально-экономические условия выдвинули ряд жестких требований к созданию САУ, таких, как существенное сокращение сроков проектирования и строительства промышленных комплексов, повышение требований к технико-экономическим, экологическим и социальным показателям их работы.

Существуют следующие проблемы создания САУ: исчерпаны во многом возможности технологических процессов и агрегатов и повышения технико-экономических показателей следует достигать за счет повышения эффективности управления; отсутствуют методы совместного проектирования объектов управления и управляющих систем; не отвечают современным условиям методы планирования и строительства промышленных комплексов, в том числе САУ; недостаточен уровень решений по алгоритмическому и программному обеспечению управления сложными технологическими процессами и производственными комплексами; слабое методическое, алгоритмическое и техническое обеспечение испытаний и настройки программно-технических средств САУ.

Для комплексного решения указанных проблем разработано *научно-методическое обеспечение*, к которому относится следующее.

Разработаны *методы и алгоритмы планирования сроков и ресурсов* для создания промышленных комплексов с современными САУ. Сущность методов заключается в формировании на основе предыстории аналогов базовой (нормативной) структуры плана для базовых условий, характеризующихся, например, проектной мощностью, технологическими решениями; в экстраполяции базовой структуры и последующем ее пересчете на условия планируемого комплекса. За аналоги выбирались функционирующие САУ, разработанные и внедренные с применением предложенных технических и организационных решений. В результате построены оптимальные планы по срокам создания и освоения ресурсов на все виды работ – проектных, электромонтажных, пуско-наладочных. Полученные оптимальные сроки, которые в 2–3 раза меньше, чем при традиционном планировании, были успешно реализованы при создании комплексов угольных шахт и обогатительных фабрик.

Разработаны *методы и алгоритмы совместного синтеза* объектов и управляющих ими систем, основу которых составляют следующие операции: разработка исходной технологической схемы производства, исходной управляющей системы, имитационное моделирование полученной системы управления и расчет технико-экономических показателей, введение корректировок в технологическую схему, последующее повторение указанных операций до получения конечных результатов. При реализации описанного подхода доказана, например, целесообразность изменения технологической схемы обогащения углей с введением

операций управляемого сухого отсева фракций угля 0-6 мм и его присадки к готовому концентрату, установки регулируемых питателей при групповом дозировании углей и концентратов в напольных укрытых складах.

В отличие от совместного совершенствования технологических объектов и управляющих ими систем, каждый последующий процент повышения эффективности производства за счет совершенствования технологий и технологических агрегатов требует все больше и больше интеллектуальных и материальных затрат.

Разработаны **алгоритмы управления объектами с целенаправленно изменяемой структурой**, которые включают следующие операции: задание исходных условий и формирование достоверных данных; формирование, запоминание и хранение типопредставительных ситуаций по каждой структуре объекта управления; выбор наиболее близких к текущей ситуации структур объектов управления; имитационное пересчетное моделирование каждой системы для всех структур объектов управления; оценивание показателей эффективности управления для каждой из имитируемых систем; выработка решения об изменении структуры объекта; выбор параметрических и координатных управляющих воздействий при фиксированной структуре объекта; реализация управляющих воздействий с обеспечением «безударного» перехода к новой структуре объекта управления.

Необходимость в разработке описанных алгоритмов возникает при стремлении получать желаемые динамические свойства систем при существенных, качественно изменяющихся внешних условиях и параметрах технологических агрегатов и процессов. В этом случае реализуется целенаправленное (управляемое) изменение структуры объекта, возможность которого закладывается на стадии совместного проектирования объекта и управляющей системы.

Разработаны **методы синтеза и алгоритмы управления для объектов с рециклом и с распределенными управлениями**. Точность регулирования в системах с такими алгоритмами в 1,5-3 раза превышает точность регулирования систем автоматического регулирования Смита, Ресвика и аналогичных им.

Характерными для многих промышленных комплексов являются объекты **с рециклом**, например в углеобогащении тяжелосредняя установка с регулируемой плотностью суспензии, а также объекты с **распределенными управлениями**, в которых **число управляющих воздействий превышает число регулируемых координат**, например напольные склады угля и угольного концентрата.

Разработаны **методы идентификации** сложных по структуре, нелинейных, нестационарных объектов в составе **действующих систем управления**, отличающихся возможностью активного и пассивного формирования данных специальных исследовательских экспериментов с прогнозированием траекторий рабочих режимов управления, возможностью элиминирования отрицательного, с точки зрения рабочих управлений, влияния активных исследовательских воздействий, возможностью последовательной рекуррентной обработки полученных данных. Методы позволяют в 2-3 раза сократить число экспериментов по сравнению с традиционными методами планирования экспериментов. Алгоритмы идентификации построены в виде замкнутых динамических систем с новыми типами обратной связи, позволяющих учитывать изменяющиеся требования к свойствам математических моделей и повысить качество идентификации в 1,5-2 раза при действии возмущений, соизмеримых с величиной полезного сигнала.

Созданы **специальные испытательно-наладочные полигоны**. Современные условия создания САУ требуют, чтобы наибольшая часть работ по отладке САУ выполнялась в период, когда строительство объекта управления еще не закончено и технологические линии находятся только в стадии монтажа. Основное назначение созданных полигонов – статические и динамические испытания и отладка программно-аппаратных средств системы. Основным методом испытаний и отладки САУ является имитационное моделирование работы автоматизированных технологических агрегатов и комплексов с использованием комбинированных натурно-модельных блоков, объединяющих натурные компоненты действующих объектов и

систем управления, физические модели объектов с их же частичными пересчетными математическими моделями. Весьма важное направление использования полигона – подготовка квалифицированных кадров для эксплуатации автоматизированных технологических комплексов углеобогачительных фабрик – обучение студентов и производственного персонала промышленных предприятий.

Проведение полигонных испытаний и наладки проектируемых САУ позволило существенно уменьшить трудозатраты и сроки выполнения пуско-наладочных работ на промышленном объекте, а обучение позволило оперативно-техническому персоналу приступить к выполнению обязанностей сразу после передачи системы в промышленную эксплуатацию. Отлаженные на полигонах САУ дали возможность опережающего их внедрения и использования для отладки основного технологического и вспомогательного оборудования, начиная с «холодной» прокрутки агрегатов.

Полигонные испытания позволили сократить сроки выполнения пуско-наладочных работ в 2-4 раза.

**Первым крупным объектом** угольной отрасли, при создании САУ которого реализован предложенный подход и использовано научно-методическое обеспечение, была углеобогачительная фабрика нового поколения «**Антоновская**» (г. Новокузнецк). Результаты ее многолетнего функционирования убедительно подтвердили правильность и эффективность предложенных решений. «Антоновская» послужила аналогом для всех последующих фабрик, в том числе создаваемых с привлечением иностранных фирм. Научно-методическое обеспечение и инженерные решения нашли применение также в САУ технологическими комплексами угольных шахт.

**САУ углеобогачительными фабриками.** Назначение САУ – комплексная автоматизация управления технологическими и производственными процессами обогащательной фабрики. Автоматизируется решение задач контроля и анализа текущих изменений условий по поставкам рядовых углей и отгрузке концентрата, оценки состояния отдельных технологических комплексов и прогнозирования результатов их функционирования, оптимизации и оперативной согласованной коррекции плановых заданий на режимные параметры технологических процессов по стадиям и комплексам обогащения, оперативной реализации управляющих решений и регулирования технологических параметров.

**Первый уровень** – САУ, решающая задачи контроля, учета, анализа и планирования производственного процесса. Реализуется в виде совокупности автоматизированных рабочих мест производственно-управленческого персонала (главного инженера, технолога, энергетика, экономиста и др.). **Второй уровень** включает в свой состав две системы: систему автоматизации управления производственными процессами и систему научно-инженерного сопровождения автоматизированного производственного комплекса. На нижнем, **третьем уровне** – относительно автономные системы управления технологическими комплексами: углеприема и углеподготовки, погрузки, обогащения.

**Система научно-инженерного сопровождения** производственного комплекса состоит из двух систем: системы исследований и испытаний и системы инженерного сопровождения САУ. Система исследований и испытаний обеспечивает инструментальную поддержку технологических исследований, испытаний и отладки алгоритмов управления технологическими процессами. Система инженерного сопровождения САУ предназначена для инструментальной поддержки существующего и проектирования дополнительного информационного и программного обеспечения.

САУ реализована на современных контроллерах; на верхнем уровне IBM-совместимые компьютеры; физическая основа сети Ethernet – оптоволокно и «витая пара» 5-й категории. В качестве базового программного обеспечения – SCADA пакеты. Основные режимы функционирования – «Автоматический», «Вспомогательный», «Дистанционный» и «Местный (наладочный)».

Внедрение САУ дало повышение технико-экономических показателей не менее чем на 15%. Это достигнуто за счет увеличения выхода товарного концентрата и сокращения по-



терь угля с отходами, снижения удельных затрат на производство; сокращения неплановых простоев технологического оборудования и затрат на ремонтно-восстановительные работы; сокращения капитальных затрат на обеспечение контроля и управления; сокращения затрат на текущее обслуживание системы; сокращения временных и материальных затрат на модификацию функций системы и алгоритмов контроля и управления при различного рода изменениях.

**САУ технологическими комплексами угольных шахт** обеспечивают автоматизацию функций контроля и диагностики состояния, управления технологическими процессами, технологическим и вспомогательным оборудованием и агрегатами наземных производственных и технологических участков, объектов энергообеспечения.

В число объектов контроля и управления в общем случае входят: вентиляционная установка главного проветривания, воздухонагревательная установка, производственно-противопожарная насосная станция, вакуум-насосная станция, погрузочный пункт, оборудование пожарной защиты и водоотлива, электроподстанции, водозаборные скважины.

Структурно САУ технологическим комплексом шахты представляет собой двухуровневую систему. **Нижний уровень** - локальные системы автоматизации управления соответствующими объектами комплекса. **Верхний уровень** САУ технологическим комплексом шахты - система автоматизации оперативно-диспетчерского контроля и управления, обеспечивающая интеграцию локальных систем в комплексную информационно-управляющую систему.

Научно-технические решения **превышают** по своему уровню **отечественные** и многие **мировые достижения**. В сравнении с САУ, работающими на объектах угольной отрасли, разработанные и внедренные системы позволили автоматизировать управление промышленными комплексами в целом, а не отдельными их составляющими. При этом достигнуто повышение производительности не менее чем на 15%; повышена безопасность производства и уменьшены экологические нагрузки на окружающую среду не менее чем в 2 раза, повышены показатели качества продукции до 20%; сокращены затраты на создание и эксплуатацию САУ до 30%; улучшены условия работы руководящего, технологического и обслуживающего персонала. Широкое применение на 38 объектах угольных регионов нового подхода к созданию САУ России позволило сократить сроки их проектирования и внедрения не меньше чем в 2 раза.



## **СЕКЦИЯ «ТЕХНОЛОГИЯ И ТЕХНИКА ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА»**



## *К 80-ЛЕТИЮ СИБТИУ*



### **НАУЧНАЯ ШКОЛА «СОЗДАНИЕ НАУКОЕМКИХ ГЕОИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ»**

**Руководитель – д.т.н., профессор Фрянов В.Н.**

УДК 622.2.001

### **ИСТОРИЯ, СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ НАУЧНОЙ ШКОЛЫ «СОЗДАНИЕ НАУКОЕМКИХ ГЕОИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ»**

*Фрянов В.Н., Павлова Л.Д.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Научная школа «Создание интенсивных нетрадиционных информационно-материальных технологий добычи и переработки минерального сырья» начала формироваться после организации в соответствии с приказом министра образования СССР В. Елютина от 22.09.1955г. в 1955г. кафедры подземной добычи угля гидравлическим способом. Основы научной школы были заложены профессором, доктором технических наук Владимиром Семёновичем Мучником в 1955г., который был первым заведующим кафедрой. Подготовка горных инженеров проводилась по специализации «Технология и комплексная механизация гидравлической разработки пластовых месторождений». В рамках научной школы Мучника В.С. были созданы теоретические основы проектирования гидрошахт, разработаны и реализованы проекты строительства гидрошахт в Кузнецком, Донецком и Карагандинском угольных бассейнах. Для обобщения первого опыта применения и обоснования направлений развития гидравлического способа добычи угля в 1957г. в Кемеровской области проведена Первая Всесоюзная научно-техническая конференция по гидравлической добыче угля, на которой было обсуждено более 80 докладов по развитию гидротехнологии в СССР и за рубежом, теоретическим основам гидротехнологии, проектированию гидрошахт, системам разработки, управлению кровлей, разрушению угольных пластов гидроагрегатами, гидротранспорту и гидроподъёму пульпы, обезвоживанию угля и осветлению воды. Преподаватели кафедры принимали активное участие в подготовке и работе конференции.

В период 1964-1984 гг. научную школу возглавлял профессор, доктор технических наук Борис Александрович Теодорович, а с 1984 г. по настоящее время руководит научной школой профессор, доктор технических наук Фрянов Виктор Николаевич.

До 1997г. научные исследования преподавателей, аспирантов и студентов были посвящены решению проблемы повышения эффективности гидравлической технологии угледобычи. По результатам исследований и обобщения производственного опыта было установлено, что область эффективного применения гидравлической технологии ограничена и её конкурентоспособность по сравнению с традиционной технологией снижается. Основные причины снижения конкурентоспособности гидротехнологии в рыночных условиях следующие:

– увеличение глубины разработки на действующих шахтах свыше 300 м, что привело к снижению устойчивости пород в горных выработках, необходимости их крепления и сокращения темпов проведения;

- повышение вероятности возникновения газодинамических явлений на глубине разработки газоносных угольных пластов более 150 м, что явилось причиной горных ударов и снижения уровня промышленной безопасности при отработке угольных пластов короткими забоями;

- при отработке газоносных угольных пластов на нижних горизонтах возникли проблемы проветривания за счет общешахтной депрессии выемочных выработок и очистных забоев вследствие отсутствия выработок для выхода исходящей струи из коротких очистных забоев;

- рост потерь угля в угольных целиках, необходимых для обеспечения устойчивости кровли в очистных заходках коротких очистных забоев;

- увеличение энергоёмкости технологических процессов разрушения угля, гидроподъёма, гидротранспорта.

Вследствие указанных и других причин, начиная с 1977г., наблюдается рост трудоемкости добычи угля на гидрошахтах по основным производственным процессам. Так, например, в Кузбассе в 1977—1989гг. нагрузка на очистной забой на гидрошахтах снизилась на 28,1%, удельное проведение горных выработок возросло с 16,0 до 27,3 м на 1000т добываемого угля.

Для разработки новых технологических и технических решений, обеспечивающих рентабельную разработку угольных месторождений гидравлическим способом в сложных горно-геологических и финансовых условиях, необходимо было продолжить комплексные научные исследования, обеспечивающие создание наукоемких технологий. Однако ведущие научные организации (ВНИИгидроуголь, Укрниигидроуголь, СибГИУ, МГГУ, ВНИМИ, ИГД им. А. А. Скочинского, ИУ СО АН и др.) в связи с перестроечными процессами в экономике России и ограничениями инвестиций прекратили научно-исследовательские работы.

С учётом сложившейся в экономике России ситуацией в рамках научной школы было принято решение о переводе гидрошахт на традиционные технологии отработки угольных пластов длинными комплексно-механизированными забоями.

Современная технология подземной разработки угольных месторождений в России и за рубежом характеризуется как положительными, так и негативными признаками.

Среди положительных достижений подземной угледобычи следует выделить высокую производительность комплексно-механизированных и автоматизированных очистных забоев, обеспечивающих суточную добычу в пределах 2-30 тыс.т. При внедрении элементов новой технологии на шахтах в период 2000-2007 гг. в России среднесуточная нагрузка на комплексно-механизированный забой выросла в 1,95 раза, производительность труда – в 1,26 раза, а численность персонала снизилась в 1,60 раза. Такие показатели были достигнуты благодаря применению современного, в том числе импортного, оборудования, которое обеспечило полную механизацию процессов выемки, погрузки и конвейерного транспорта горной массы; мониторинг параметров шахтной атмосферы и состояние оборудования; автоматизированное управление проветриванием горных выработок; эффективную дегазацию угольных пластов и выработанного пространства; сокращение доли ручного труда на вспомогательных работах.

Для создания и развития технологии подземной угледобычи в рамках научной школы большой вклад внесли: В.С. Мучник, Б.А. Теодорович, Э.Б. Голланд, А.Е. Гонтов, А.Н. Златицкий, В.Г. Иванушкин, А.П. Колесников, В.И. Любогощев, Г.В. Манжелевский, Б.П. Одиных, А.Я. Семенихин, В.В. Сенкус, В.В. Соин, Б.М. Стефанюк, В.А. Татьков, Г.Т. Тютиков, В.Н. Фрянов, В.М. Хазов и др.

Однако реализация новых технологических и технических решений привела к сокращению области применения подземной добычи угля по следующим причинам: современные технологии подземной угледобычи оказались эффективными только при выборочной отработке угольных пластов - угол падения не более 25°, вынимаемая мощность 1,6-4,5 м, выемочные поля и участки правильной геометрической формы с размерами более 1000 м, на выемочных участках отсутствуют геологические дизъюнктивные нарушения с амплитудой

разрыва более 2 м, природная газоносность не более 20 м<sup>3</sup>/т, пласты не склонные к самовозгоранию и др.

Указанные недостатки современных технологий привели к следующим негативным явлениям:

- ликвидации шахт, обрабатывающих угольные пласты, неблагоприятные для современных высокопроизводительных комплексно-механизированных забоев, что привело к деградации моногородов и повышению социальной напряжённости в угледобывающих регионах (по состоянию на 01.01.2008 г. в России прекратили добычу 203 и завершили техническую ликвидацию 198 шахт и разрезов);

- нерациональному использованию природных ресурсов за счёт применения технологии выборочной отработки участков угольных пластов и шахтных полей, что привело к росту потерь угля в недрах до 50 %, увеличению сроков окупаемости инвестиций на создание инфраструктуры шахты и вскрытие шахтных полей;

- повышению уровня группового травматизма (в 2007 г. количество случаев со смертельным исходом возросло в 2,8 раза по сравнению с 2006 г.), так как инвесторы не заинтересованы в увеличении инвестиций на улучшение условий труда и повышение уровня промышленной безопасности;

- ликвидации научно-исследовательских организаций, что явилось причиной несоответствия разработанных в прошлом веке технологических и технических решений к новым условиям и отставанием существующих технологических систем угольных шахт от мирового уровня, например, производительность труда на шахтах России в 3-5 раз ниже уровня соответствующего показателя развитых угледобывающих стран.

В рамках научной школы исследования проводились по следующим основным направлениям (рисунок 1):

Разработка и внедрение технологии подземной гидродобычи, докторская диссертация: О.А. Атрушкевич (2000г.), кандидатские диссертации: А.Я. Семенихин, В.И. Любогошев (1993г.), Г.П. Манжелевский, Б.Я. Целлермаер (2003г.).

Совершенствование и адаптация традиционной технологии угледобычи к сложным горно-геологическим и горнотехническим условиям, докторские диссертации: В.А. Сухоруков (1996г.); В.Г. Лаврик, С.Р. Ногих (2002г.), кандидатские диссертации: А.В. Чубриков (1994г.), В.Р. Кривошеин (1995г.), М.М. Шипулин (1995г.), П.П. Дочев (1999г.), А.В. Севостьянов (2004г.), В.Г. Криволапов (2006г.).

Геомеханическое обоснование параметров технологии подземной угледобычи, докторские диссертации: В.Н. Фрянов (1989г.), И.Ф. Матвеев (2004г.), кандидатские диссертации: Н.И. Синкевич (1996г.), М.А. Корбашов (1999г.), Е.А. Чувелева (2000г.), В.В. Сенкус (2001), В.А. Волошин (2002г.), А.А. Хмелинский (2002г.), В.И. Горностаев (2003г.), О.А. Утиралов (2005г.), В.П. Иванов (2006г.).

В связи с создавшейся при переходе к рыночным условиям негативной ситуацией и необходимостью реализации «Энергетической программы России на период до 2020 года», согласно которой необходимо добыть 375-430 млн. т угля, а в Кузбассе 179-180 млн. т, научная школа приобрела новое название «Создание наукоемких геоинформационных технологий добычи и переработки минеральных ресурсов» и программа исследований научной школы была переориентирована по следующим направлениям (рисунок 1).

1. Разработка теоретических основ для создания роботизированной шахты с обоснованием технологических, геомеханических, газодинамических и организационных параметров угледобывающего предприятия, кандидатские диссертации: А.В. Шураков (2003г.), А.А. Иванов (2006г.). Исследования продолжают Г.Н. Волченко, А.Н. Домрачев, М.Г. Коряга, В.В. Сенкус, В.Н. Фрянов и др.

Глобальной целью программы исследований по этому направлению является разработка методологии проектирования, строительства и эксплуатации шахты нового уровня, эксплуатация которой позволит повысить экономическую эффективность и промышленную, экологическую и социальную безопасность угледобывающих регионов. Эту цель предлагает-



ся достичь посредством создания и внедрения в угледобывающих регионах автоматизированных и роботизированных технологических систем шахт, в которых основные и вспомогательные операции выполняются многофункциональными или специализированными роботами и манипуляторами, управляемыми дистанционно человеком – оператором из безопасного для его жизни места, в том числе при полном отсутствии человека в шахте.

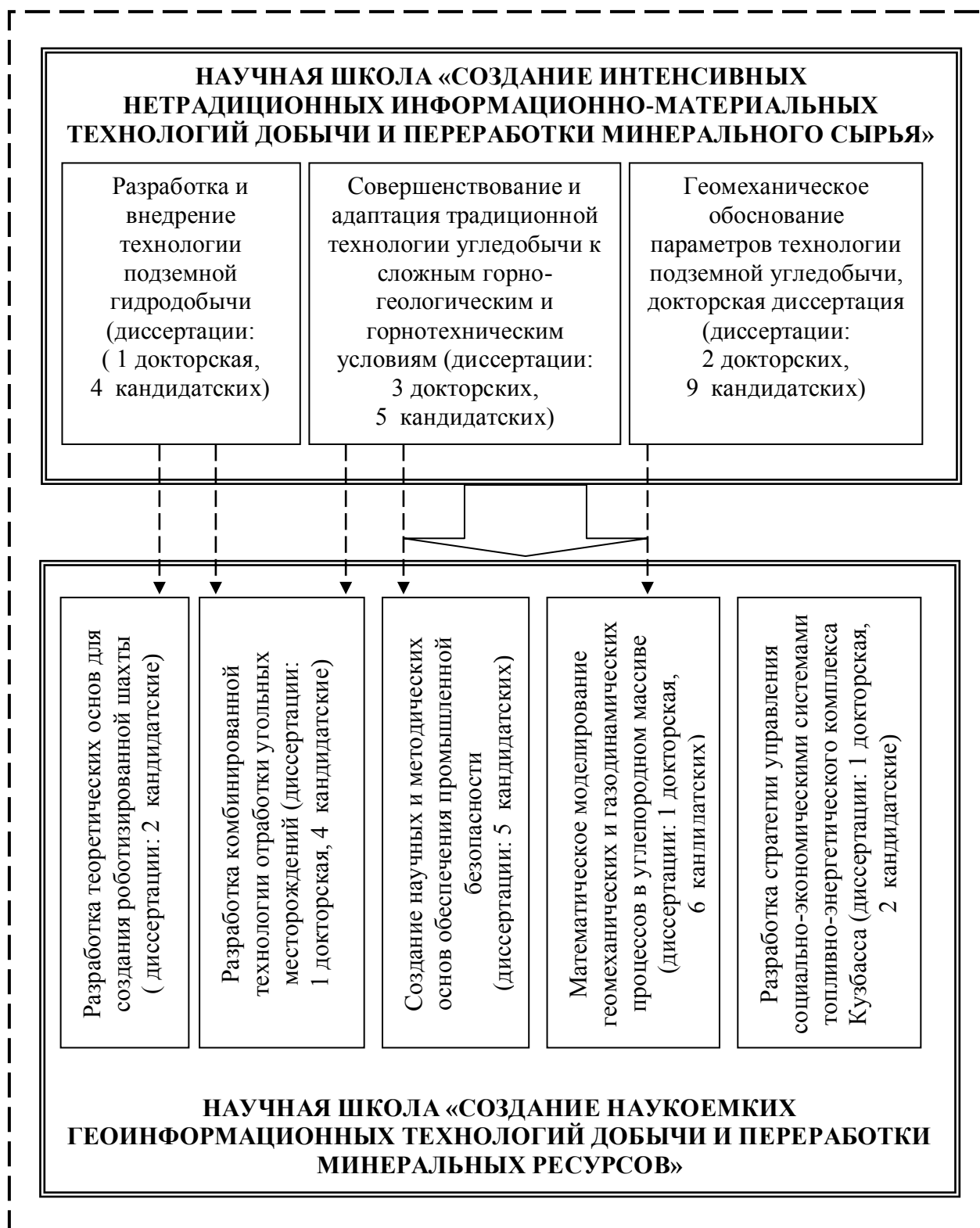


Рисунок 1 – Развитие направлений исследований научной школы

Применение роботов и манипуляторов при непрерывном мониторинге параметров шахтной атмосферы, состояния и производительности машин и оборудования позволит:

- повысить эффективность горного производства;
- обеспечить непрерывность и максимальную производительность роботизированной шахты;
- снизить негативное влияние человеческого фактора посредством совместной работы автоматизированных компьютерных систем и человека – оператора;
- исключить присутствие человека в опасных зонах при выполнении технологических режимов и снизить уровень травматизма;
- осуществлять роботами без присутствия человека технологические процессы в загазованной или нейтральной среде, исключающей возникновение взрыва метана, пыли и возникновения пожара;
- повысить социальную и профессиональную привлекательность шахтёрского труда за счёт создания комфортных санитарно-гигиенических условий на рабочих местах, выполнения технологических процессов манипуляторами и роботами, применения компьютерных систем управления и принятия решений на уровне мировых достижений фундаментальной науки и нанотехнологий.

Объективными предпосылками необходимости создания и внедрения робототехники и робототехнических систем в шахте являются:

- снижение рентабельности горного производства или повышение цен на угольную продукцию из-за роста заработной платы шахтёров до уровня развитых угледобывающих стран с целью привлечения трудовых ресурсов, резервы которых в угледобывающих регионах ограничены из-за демографического спада и снижения привлекательности шахтёрского труда в неблагоприятных санитарно-гигиенических условиях угольных шахт и разрезов;
- повышение уровня промышленной, экологической и пожарной безопасности при одновременном росте качества жизни социума;
- ухудшение горно-геологических и горнотехнических условий труда на действующих шахтах (увеличение глубины разработки, горного давления, метанонасности угленосной толщи, склонности угольных пластов к газодинамическим явлениям; повышение вероятности возникновения и опасности подземных пожаров), что приведёт к росту вероятности возникновения инцидентов и аварий, в том числе групповых несчастных случаев;
- оптимальное управление горным производством посредством полного использования шахтного фонда и технических ресурсов машин и оборудования, сокращения удельного объёма проведения подготовительных выработок, увеличения длины роботизированного очистного забоя, снижения доли вспомогательных непроизводительных работ, повышения концентрации горных работ, повышения коэффициента использования машин и оборудования за счёт принятия решений человеком - оператором по рекомендациям автоматизированной компьютерной системы мониторинга и управления горным производством;
- повышение социальной значимости и привлекательности шахтёрского труда в Кузбассе за счёт применения на роботизированных шахтах современных информационных технологий и робототехнических систем, для обслуживания которых потребуются специалисты с высоким интеллектом и знаниями последних достижений науки и техники.

2. Разработка адаптированной к условиям Кузбасса технологии отработки угольных месторождений комбинированным способом с использованием элементов открытой, подземной, гидравлической и нетрадиционной технологий, докторская диссертация: А.Н. Домрачев (1996г.), кандидатские диссертации: В.А. Сурков (1998г.), А.Н. Говор (2000г.), Ю.В. Степанов (2004г.), Т.М. Кутцар (2007г.). Исследования продолжают А.Н. Домрачев, М.Г. Коряга, В.В. Сенкус, В.Н. Фрянов и др.

Целью исследований по данному направлению является создание и внедрение технологических систем угледобывающих предприятий комбинированного типа для отработки свиты угольных пластов в приконтурной зоне угольных разрезов.

Программа исследований по этому направлению включает теоретическое обоснование структуры, функций и области применения угледобывающих предприятий комбинированного типа (УДПКТ); унификацию элементов открытого и подземного способов добычи угля для синтеза технологических систем угледобывающих предприятий комбинированного типа; разработку адаптивных к сложным горно-геологическим условиям технологических систем УДПКТ; выявление закономерностей распределения напряженно-деформированного состояния углепородного массива с учётом взаимного влияния открытых и подземных горных выработок; обоснование геомеханических параметров УДПКТ; создание методики обоснования геомеханических и технологических параметров выемочного участка при ведении горных работ в приконтурной зоне разреза подземным способом с учетом влияния массовых взрывов на разрезе и закономерностей сдвижения дезинтегрированных пород кровли при ведении очистных работ; предпроектную проработку технологических систем угледобывающих предприятий комбинированного типа и обоснование рекомендаций для строительства и эксплуатации этих предприятий с целью разработки открыто-подземным способом свиты угольных пластов в условиях южного Кузбасса.

3. Создание научных и методических основ обеспечения промышленной безопасности посредством активной дегазации угольного массива, разработки методов прогноза предаварийной ситуации на угольных шахтах для профилактики взрывов метана, угольной пыли, воздушных ударов, кандидатские диссертации: И.В. Абрамова (1994г.), М.И. Радиковский (1998г.), С.В. Ясученя (2005г.), В.Г. Криволапов (2006г.), В.Н. Наумкин (2006г.).

Исследования продолжают Ю.М. Говорухин, А.Н. Домрачев, А.Ю. Иванкин, М.Г. Коряга, В.Г. Криволапов, В.Н. Фрянов и др.

Целью исследований по данному направлению является прогноз предаварийных ситуаций и профилактика взрывов метана и угольной пыли в шахтах.

Ожидаются следующие новые научные результаты:

- эмпирические зависимости дебита метана по результатам натурных измерения дебита и давления метана в краевой части угольного пласта с учётом влияния пространственно-временной иерархии блочного угольного массива, технологических режимов в очистном и подготовительном забоях;
- закономерности формирования и дезинтеграции газоугольной смеси в краевой части угольного пласта;
- зависимости параметров газоугольного потока в краевой части пласта от термодинамических, геомеханических и технологических параметров;
- «Методические указания для расчёта метановыделения в очистном забое» по дисциплине «Проветривание шахт» (Горное направление 130400);
- методика расчёта параметров газового коллектора в очистном выработанном пространстве.

4. Математическое моделирование геомеханических и газодинамических процессов, происходящих в углепородном массиве под влиянием пространственно-временного расположения системы горных выработок, докторская диссертация: Л.Д. Павлова (2007г.), кандидатские диссертации: Ю.В. Дубовик (2001г.), А.В. Копеин (2001г.), Ю.А. Степанов (2002г.), Ю.А. Златицкая (2004г.), А.М. Никитина (2006г.), Л.В. Разумова (2007г.). Исследования продолжают О.В. Ванякин, Ю.М. Говорухин, П.Э. Иванов, Е.С. Корнев, В.Г. Криволапов, Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов и др.

Целью проведения исследований по данному направлению является разработка механизма управления взаимодействующими геомеханическими и газодинамическими процессами в геосреде с пространственно-временной иерархией системы породных блоков, линеаментов и горных выработок.

Исследование направлено на решение актуальной проблемы: создание механизма управления взаимодействующими геомеханическими и газодинамическими процессами в геосреде с пространственно-временной иерархией системы породных блоков, линеаментов и горных выработок.

Актуальность решения проблемы состоит в создании системной методологии и нормативных документов прогноза параметров технологических, организационных, геомеханических, газодинамических процессов с учётом их взаимодействия и интегрального их влияния на эффективность и безопасность ведения горных работ.

Ожидаются следующие новые научные результаты:

- модели многоуровневой иерархической системы природных блоков и линеаментов в углепородном массиве с учётом гравитационного, геодинамического и техногенных полей напряжений, отличающиеся учётом природной и техногенной структуры и неоднородности углепородного массива;

- методика определения первичного и последующих шагов обрушений породных слоёв, отличающаяся учётом влияния параметров многоуровневой иерархической системы природных и техногенных блоков и линеаментов в подработанном углепородном массиве;

- модели многоуровневой иерархической системы природных блоков и линеаментов в углепородном массиве с учётом гравитационного и геодинамического полей напряжений в нетронутым горном массиве;

- модель формирования в горном массиве пространственно-временной многоуровневой иерархической системы природных и техногенных блоков и линеаментов под влиянием горных выработок;

- «Методические указания для расчёта геомеханических параметров системы разработки угольных пластов» по дисциплине «Управление состоянием массива горных пород» (горное направление 130400);

- авторские компьютерные программы расчёта методом конечных элементов параметров дезинтеграции подработанного углепородного массива в трёхмерной постановке;

- теоретические основы и закономерности перехода метана от гидратного к клатратному и газообразному состоянию в угольном пласте;

- зависимости параметров процессов перехода метана от гидратного к клатратному и газообразному состоянию от формы, размеров природных и техногенных иерархических блоков и линеаментов;

- зависимости параметров и закономерности миграции флюидов в иерархически организованном угольном образце под влиянием вибрации, физических полей, направления и интенсивности механической нагрузки;

- обоснование области рационального применения аналитических и численных методов геомеханики при разработке угольных месторождений.

5. Разработка стратегии управления социально-экономическими системами топливно-энергетического комплекса Кузбасса, докторская диссертация: Т.В. Петрова (2005г.), кандидатские диссертации: А.В. Новичихин (2004г.), О.В. Дмитриева (2007г.).

Исследования продолжают О.В. Дмитриева, А.В. Новичихин, Л.Д. Павлова, М.В. Смирнова, О.В. Фрянова, В.Н. Фрянов и др.

Целью проведения исследований является разработка механизма управления системой недропользования ресурсного региона посредством реализации социально ориентированного воспроизводственно-диверсификационного подхода для обеспечения положительной динамики структурных преобразований в социально-экономических системах ресурсных регионов.

Ожидаются следующие новые научные результаты:

- методология создания механизма управления социально-экономической системы (СЭС) ресурсного региона посредством повышения качества и идентификации свойств эмерджентности процедур принятия управленческих решений, современных информационных технологий;

- концепция и принципы механизма управления СЭС ресурсного региона, включая последовательность разработки и процедуры реализации данного процесса: анализа, планирования, управления и регулирования;

– многокритериальная имитационная модель механизма управления СЭС ресурсного региона как сложного объекта на основе синтеза методов системного анализа, байесовских измерений, нечеткого программирования и имитационного моделирования;

– технология поддержки принятия решений для управления СЭС ресурсного региона посредством алгоритмов оптимизации с учетом многопараметрической пространственно-временной диаграммы, экспертной поддержки, стохастичности взаимодействия внутренней и внешней сред;

– методические положения формирования сценариев социально-экономических преобразований ресурсного региона;

– альтернативные вероятностные сценарии социально-экономического развития при комплексном пользовании недр, переработке и реализации продукции топливно-энергетического комплекса;

– методология создания и механизм функционирования регионального университета;

– разработка моделей и методов управления социально-экономической системой горнодобывающих регионов (на примере Кузбасса).

Проведение исследований по каждому направлению осуществляют магистранты, аспиранты, докторанты и соискатели. За период существования научной школы подготовлено 11 докторов и 35 кандидатов технических наук.

УДК 622.234.5.001.5

## **ИСТОРИЯ, СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ ГИДРОДОБЫЧИ**

***Фрянов В.Н.***

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия***

Современная технология подземной разработки угольных месторождений в России и за рубежом характеризуется как положительными, так и негативными признаками.

Среди положительных достижений подземной технологии на современном этапе угледобычи следует выделить высокую производительность комплексно-механизированных и автоматизированных очистных забоев, обеспечивающих суточную добычу в пределах 2-30 тыс.т. При внедрении элементов новой технологии на шахтах в период 2000-2007 гг. в России среднесуточная нагрузка на комплексно-механизированный забой выросла в 1,95 раза, производительность труда – в 1,26 раза, а численность персонала снизилась в 1,60 раза [1]. Такие показатели были достигнуты благодаря применению современного, в том числе импортного, оборудования, которое обеспечило полную механизацию процессов выемки, погрузки и конвейерного транспорта горной массы; мониторинг параметров шахтной атмосферы и состояние оборудования; автоматизированное управление проветриванием горных выработок; эффективную дегазацию угольных пластов и выработанного пространства; сокращение доли ручного труда на вспомогательных работах.

Однако реализация новых технологических и технических решений привела к сокращению области применения подземной добычи угля по следующим причинам: современные технологии угледобычи оказались эффективными только при выборочной отработке угольных пластов – угол падения не более 25°, вынимаемая мощность 1,6-4,5 м, выемочные поля и участки правильной геометрической формы с размерами более 1000 м, на выемочных участках отсутствуют геологические дизъюнктивные нарушения с амплитудой разрыва более 2 м, природная газоносность не более 20 м<sup>3</sup>/т, пласты не склонные к самовозгоранию и др.

Указанные недостатки современных технологий привели к следующим негативным явлениям в угольной промышленности:

– ликвидации шахт, обрабатывающих угольные пласты, неблагоприятные для современных высокопроизводительных комплексно-механизированных забоев, что привело к деградации моногородов и повышению социальной напряжённости в угледобывающих регионах (по состоянию на 01.01.2008 г. в России прекратили добычу 203 и завершили техническую ликвидацию 198 шахт и разрезов [2]);

– нерациональному использованию природных ресурсов за счёт применения технологии выборочной отработки участков угольных пластов и шахтных полей, что привело к росту потерь угля в недрах до 50 %, увеличению сроков окупаемости инвестиций на создание инфраструктуры шахты и вскрытие шахтных полей;

– повышению уровня группового травматизма (в 2007 г. количество случаев со смертельным исходом возросло в 2,8 раза по сравнению с 2006 г.), так как инвесторы не заинтересованы в увеличении затрат на улучшение условий труда и повышение уровня промышленной безопасности;

– ликвидации научно-исследовательских организаций, что явилось причиной несоответствия разработанных в прошлом веке технологических и технических решений новым условиям и отставанием существующих технологических систем угольных шахт от мирового уровня, например, производительность труда на шахтах России в 3-5 раз ниже уровня соответствующего показателя развитых угледобывающих стран.

В связи с создавшейся при переходе к рыночным условиям негативной ситуацией и необходимостью реализации «Энергетической программы России на период до 2020 года», согласно которой необходимо добыть 375-430 млн. т угля, а в Кузбассе 179-180 млн. т, требуется разработка и внедрение технологических и технических решений и технологий. Внедрение новаций позволит достичь стратегические цели угольной промышленности, то есть обеспечение: экономики страны высококачественным твёрдым топливом, конкурентоспособности угольной продукции в условиях насыщенности рынка альтернативными энергоресурсами, промышленной и экологической безопасности и социальной устойчивости угледобывающих регионов.

Для разработки новых технологических и технических решений, согласно теории эволюционного развития техники и технологии, необходимо провести анализ предшествующих технологий угледобычи, которые включают элементы полезные для включения в новые технологии. Такой технологией, включающей прогрессивные элементы, по нашему мнению, является подземная гидродобыча.

Гидравлическая технология подземной добычи угля характеризуется совокупностью процессов и операций, объединенных в единую поточную технологическую схему, в которой основные технологические операции выполняются с помощью энергии водяного потока.

По мнению создателей гидротехнологии [3-11 и др.] такой способ добычи и транспортирования угля наиболее полно соответствует основным тенденциям и принципам развития технологии подземной угледобычи. В этой технологии обеспечиваются: поточность технологических операций, сокращение операций технологического цикла, выполнение опасных и трудоемких операций с помощью машин и механизмов без постоянного присутствия людей, автоматизация и роботизация основных и вспомогательных процессов и др. Однако указанные тенденции и принципы развития технологии подземной разработки угольных месторождений были реализованы при создании технологии подземной гидродобычи не в полной мере. Наиболее эффективными были технологические и технические решения по созданию и реализации систем гидротранспорта, гидравлического дистанционного разрушения угля, подавления пыли в забоях и др. Другие направления не удалось реализовать в соответствии с прогнозами, что привело к высокой энергоёмкости процессов гидравлического разрушения угля и подъема горной массы, низкому уровню механизации и автоматизации вспомогательных процессов, высоким потерям угля, проявлению газодинамических явлений при отработке угольных пластов, опасным по газодинамическим проявлениям горного давления.

В связи с указанным, возникает необходимость проведения анализа эффективности технологии подземной гидродобычи с целью выявления основных её элементов, процессов и

операций, которые могут быть использованы при создании новых наукоемких энергосберегающих технологий угледобычи, в том числе для разработки угольных месторождений в условиях Кузнецкого угольного бассейна. В этой связи целесообразно кратко изложить историю развития и причины сокращения области применения гидротехнологии. В настоящей статье не преследуется цель дать хронологическое изложение этапов развития гидротехнологии, а предлагается концепция создания базы новых наукоёмких энергосберегающих технологий угледобычи, включающих эффективные элементы подземной гидротехнологии, которые целесообразно использовать при создании инновационных технологий.

История создания гидротехнологии начинается более 2 тыс. лет назад [15]. Так, в I веке до н.э. вода использовалась римлянами при разработке золотоносных и оловоносных россыпей. В России впервые энергия напорной струи воды была использована в 1830 г. при добыче золота на Урале. Трудом русских ученых (П.П. Мельников в 40-х годах 19 века, И.А. Тиме в конце 19 века и др.) были разработаны теоретические основы гидромониторной отбойки и гидротранспорта горной массы. В 1914 г. инженером Р.Э. Классоном разработан гидравлический способ добычи торфа (гидроторф). Первые опыты применения водяной струи для бурения шпуров и подрубки угольного пласта проводились в 1915 г. на шахте «София» в г. Макеевке инженером В.С. Кучеровым.

После 1917 г. развитие гидродобычи в СССР связано с успешной разработкой озокерита, организованной Н.Д. Холиным в 1928 г. на о. Челекен в Каспийском море с применением землесоса. После этого гидравлический способ производства работ стал называться гидромеханизацией.

Опытно-промышленные работы по созданию гидрошахты были проведены в 1934-1937 гг. на шахтах им. В.И. Ленина и № 4 Кизеловского угольного бассейна. В 1936 г. гидромеханизация горных работ впервые в подземных условиях осуществлена в СССР на угольной шахте треста «Кизелуголь» по инициативе инженера В.С. Мучника. В 1937 г. были обобщены первые итоги применения гидромеханизации при подземной добыче угля и обоснованы дальнейшие направления работ на пластах крутого и пологого падения, схемы напорного и безнапорного гидротранспорта угля от забоя и др.

В Кузнецком бассейне применение гидродобычи началось в 1938 г. на шахте им. М.И. Калинина. В декабре 1949 г. в Кузбассе было начато строительство опытно-промышленной шахты «Полысаевская-Северная» и гидроучастка на шахте «Тырганские уклоны». Гидроучасток был пущен в эксплуатацию в 1952 г., а гидрошахта «Полысаевская-Северная» – в 1953 г. На этих шахтах впервые была применена полная технологическая схема добычи угля гидравлическим способом с гидроподъемом пульпы на поверхность и обезвоживанием угля на фабрике. Опыт работы, накопленный на гидрошахте «Полысаевская-Северная» и гидроучастке шахты «Тырганские уклоны», послужил основой для проектирования и строительства гидрошахт и гидроучастков. В Донбассе работы по развитию гидравлической технологии угля проводились под руководством А.С. Кузьмича.

Для обобщения первого опыта применения и обоснования направлений её развития в 1957 г. в Кемеровской области проведена Первая Всесоюзная научно-техническая конференция по гидравлической добыче угля, на которой было обсуждено более 80 докладов по: развитию гидротехнологии в СССР и за рубежом, теоретическим основам гидротехнологии, проектированию гидрошахт, системам разработки и управлению кровлей, разрушению угольных пластов гидроагрегатами, гидротранспорту и гидроподъему пульпы, обезвоживанию угля и осветлению воды.

Для обеспечения научных и проектных институтов и гидрошахт квалифицированными инженерными кадрами в 1957 г. в Сибирском металлургическом институте (в настоящее время Сибирский государственный индустриальный университет) по приказу Министра высшего образования СССР В. Елютина от 22.09.1955 г. была организована кафедра подземной добычи угля гидравлическим способом. Первым заведующим кафедрой был назначен (по совместительству) д.т.н. Мучник В.С. Подготовка горных инженеров проводилась по

специализации «Технология и комплексная механизация гидравлической разработки пластовых месторождений».

В 1965-1967 гг. в Кузнецком и Донецком бассейнах вступили в эксплуатацию первые крупные гидрошахты с завершенным технологическим циклом гидродобычи угля.

За весь период развития гидравлической технологии Кузбассе добыча угля превысила 170 млн.т. Ежегодно в Кузбассе гидравлическим способом добывается 1,8-2,0 млн.т [1]. Максимальное развитие гидротехнологии отмечено в 1991 г., когда в Кузбассе добыча угля гидравлическим способом составила 6,2 млн.т. После 1991г. отмечается снижение объемов добычи из-за закрытия гидроучастков на шахтах «Юбилейная», «Полосухинская», «Инская», «Заречная» и др.

Динамика добычи угля гидравлическим способом показывает, что в развитии технологии и ее применении можно выделить четыре этапа.

На первом этапе (1953-1965 гг.) гидродобыча находилась в стадии промышленного эксперимента. За эти годы вступили в строй гидроучастки на действующих шахтах с обычной технологией:

- «Тырганская», «Коксовая», имени В. И. Ленина и гидрошахты «Плысаевская-Северная» и «Красногорская» (в Кузбассе);

- гидрокомплексы шахт «Одесская», № 2 и № 105 шахтоуправления «Кураховское», № 3 шахтоуправления «Яновское», № 4 шахтоуправления «Александровское» и гидрошахта «Пионер» (в Донбассе);

- гидроучасток шахты № 106 в Караганде.

Суммарная мощность введенных в эксплуатацию объектов гидродобычи была небольшая и составила 4,12 млн.т угля в 1965 г., производительность труда рабочего по добыче достигла в Кузбассе уровня 77,3 т/мес, в Донбассе – 44,5 т/мес. С вводом в эксплуатацию новых гидрошахт с законченным технологическим циклом в Кузбассе «Байдаевская-Северная» № 1 и № 2 и «Грамотеинская 3-4» (в 1966-1967 гг.) и в Донбассе «Красноармейская» и им. 50-летия СССР в 1967-1969 гг. гидромеханизация добычи угля вышла из стадии эксперимента и стала самостоятельным технологическим направлением в области добычи угля подземным способом.

Второй этап развития гидродобычи (1966-1976 гг.) характеризуется резким наращиванием производственных мощностей, дальнейшим совершенствованием элементов технологии, а также промышленным освоением процессов высоконапорной гидроотбойки и механо-гидравлической выемки, самотечного гидротранспорта и гидроподъема угольной пульпы на поверхность. Были подготовлены квалифицированные кадры рабочих, ИТР, ученых и проектировщиков. Высокая производительность по отбойке угля, малооперационность всего технологического процесса, благоприятные горно-геологические условия предопределили на этом этапе развития гидродобычи ее успех. Производительность труда рабочего по добыче на гидрошахтах Кузбасса составила в 1976 г. 153,2 т/мес, что в 2,1 раза выше, чем в среднем на шахтах этого бассейна в тот период, на гидрошахтах Донбасса – 57,6 т/мес, то есть в 1,3 раза выше, чем на шахтах Донбасса. В этот же период была достигнута и наивысшая производительность труда рабочих по добыче угля подземным способом 284 т/мес (при себестоимости добычи угля – 3,38 руб./т) на гидрошахте «Байдаевская-Северная» № 2 в 1976 г.

Третий этап (1977-1991 гг.) характеризуется стабильной работой гидрошахт, однако новое строительство не осуществляется. Проведена реконструкция шахты «Юбилейная» в Кузбассе. Производительность труда рабочего по шахте остается выше, чем при обычном подземном способе, но в последние годы снижается.

Четвертый этап (после 1991 г. по настоящее время) характеризуется ухудшением показателей работы действующих, гидрошахт. Это связано с переходом горных работ на глубину более 300м, динамическими проявлениями горного давления, увеличением расходов трудовых и материальных ресурсов на обеспечение устойчивости горных выработок, ростом потерь угля, старением шахтного фонда, отсутствием инвестиций на реконструкцию действующих и строительство новых гидрошахт.



Вследствие этого, начиная с 1977 г., наблюдается рост трудоемкости добычи угля на гидрошахтах по основным производственным процессам. Так, например, в Кузбассе в 1977-1989 гг. нагрузка на очистной забой на гидрошахтах снизилась на 28,1%, удельное проведение горных выработок возросло с 16,0 до 27,3 м на 1000 т добываемого угля.

Произошло также ухудшение технико-экономических показателей, формирующих себестоимость добычи угля. Основное влияние на рост себестоимости оказали снижение нагрузки на очистной забой, а также увеличение удельного объема проведения и поддержания подготовительных выработок, глубины разработки пластов, удельного расхода технологической воды. Удельное влияние этих факторов в общем увеличении себестоимости добычи угля на гидрошахтах СНГ за анализируемый период составило 52%.

При переходе экономики России к рыночным условиям хозяйствования и реструктуризации угольной промышленности указанные причины привели к снижению рентабельности производства и, как следствие, замене гидравлической технологии на традиционную с отработкой угольных пластов длинными комплексно-механизированными забоями.

Для разработки новых технологических и технических решений, обеспечивающих рентабельную разработку угольных месторождений гидравлическим способом в сложных горно-геологических и финансовых условиях, необходимо провести комплексные научные исследования. Однако ведущие научные организации (ВНИИгидроуголь, УкрНИИгидроуголь, СибГИУ, МГГУ, ВНИМИ, ИГД им. А.А. Скочинского, ИУ СО АН, вузы и др.) в связи с перестроечными процессами в экономике России прекратили научно-исследовательские работы, направленные на разработку наукоемких технологий с использованием элементов гидротехнологии.

Проведенные технолого-экономические исследования эффективности использования гидравлической добычи угля показали, что наиболее реальные перспективы ее развития связаны с отработкой месторождений крутых пластов с коксующимися и спекающимися марками углей, а также пологих и наклонных пластов в сложных горно-геологических условиях, где применение традиционных технологий менее эффективно.

В связи с этим во ВНИИгидроугле разработана технологическая схема освоения этих месторождений по комбинированной технологии, включающей элементы традиционной и гидравлической технологии.

В соответствии с типами применяемых в настоящее время технологических схем гидрошахт можно выделить два варианта применения элементов гидротехнологии:

- гидрошахта с использованием технологической воды для поточного выполнения основных процессов и операций в шахте и на земной поверхности (гидравлическая выемка угля; погрузка, подземный гидротранспорт, гидроподъем, транспорт на земной поверхности до потребителя горной массы; обезвоживание угля; осветление технологической воды и технологическое водоснабжение);

- шахта с комбинированной технологией с интеграцией элементов, процессов и операций гидротехнологии и традиционной технологии подземной угледобычи.

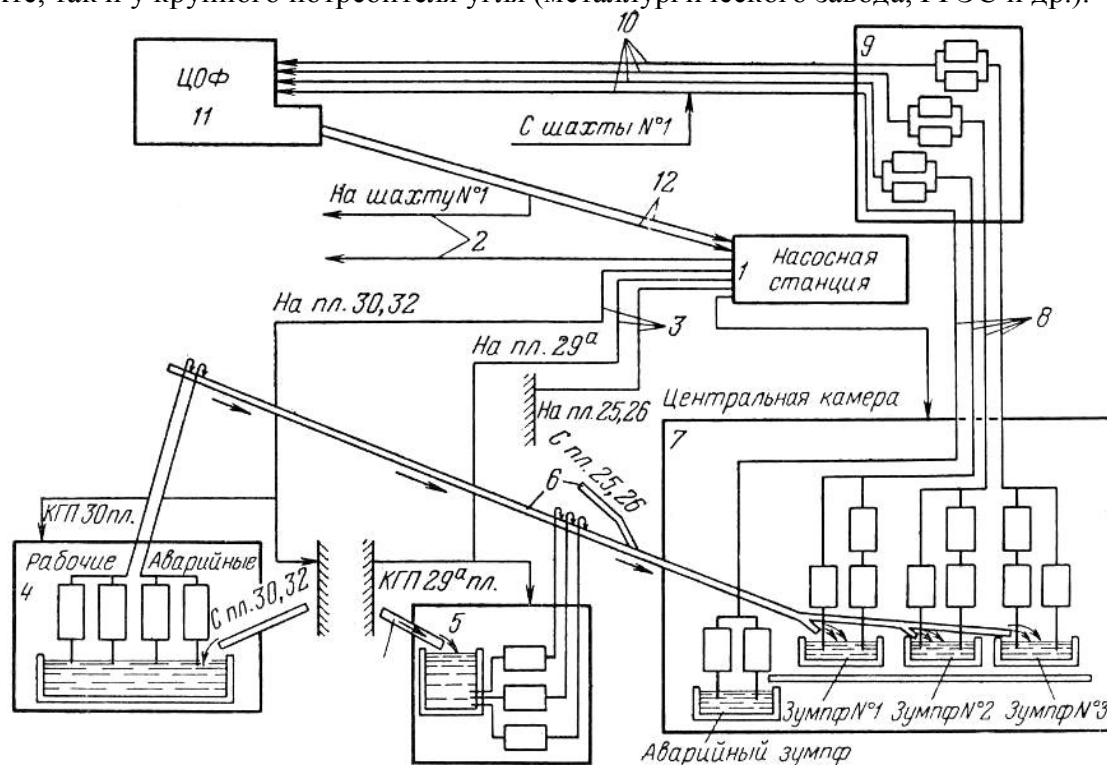
Вариант гидрошахты с использованием технологической воды для поточного выполнения основных процессов и операций получил развитие в Кузбассе при строительстве и эксплуатации гидрошахт: «Юбилейная», «Полосухинская», «Инская», «Красногорская». При проектировании этих гидрошахт реализованы идеи проф. Мучника В.С. и его научной школы [4-14, 21, 22 и др.]. Основные технологические и технические решения разработаны и внедрены на гидрошахтах коллективами ученых ВНИИгидроугля, УкрНИИгидроугля, ИГД им. А.А. Скочинского, МГГУ, ВНИМИ, КузГТУ, СибГИУ и др. [3-33 и др.].

Варианты шахты с комбинированной технологией характеризуются различными сочетаниями элементов гидравлической и традиционной технологий. На практике широко применялись варианты технологических схем традиционных «сухих» шахт с комбинированной технологией, включающих следующие элементы гидротехнологии: взрывогидравлическая выемка и гидротранспорт с обезвоживанием угля в шахте или на земной поверхности (шахты им. В.И. Ленина, «Тырганская», «Заречная» и др.); механогидравлическая выемка угля и

гидротранспорт его до обезвоживающей установки (шахты «Заречная», «Полосухинская», «Юбилейная», ЗАО «Юбилейное», «Коксовая» и др.). Наиболее адаптивной к условиям шахт с традиционной технологией является вариант технологической схемы комбинированной шахты, разработанный во ВНИИгидроугле научной школой проф. Атрушкевича А.А. [23, 25, 27 и др.]. Заслуживают внимания технологические схемы, разработанные по идеям профессоров О.В. Михеева, В.Г. Лурия, В.В. Сенкуса и др.

Сущность технологической схемы гидрошахты с использованием технологической воды для поточного выполнения основных процессов и операций заключается в следующем (рисунок 1). На поверхности гидрошахты в насосных станциях высоконапорными (до 12 МПа) и средненапорными (до 6,5 МПа) насосами создается давление воды. Под давлением вода по трубопроводам поступает в очистные и подготовительные забои к гидромониторам, механогидравлическим комбайнам и механизированным комплексам. Отбитый в забоях уголь, смешиваясь с водой, образует гидросмесь определенной консистенции, которая транспортируется вдоль призабойного пространства по почве до выработок, где смонтированы металлические желоба или трубы для перемещения смеси воды и горной массы. Все выработки должны быть проведены с необходимым для безнапорного (самотечного) гидротранспортирования уклоном в сторону околоствольного двора шахты до центральной камеры гидроподъема.

Возможен вариант гидрошахты с напорным гидротранспортом от промежуточных пульпоперекачных станций до центральной камеры гидроподъема (гидрошахты «Тырганская», «Красногорская» в Кузбассе). Отсюда гидросмесь с помощью углесосов, эрлифтов или трубчатых питателей подается по трубам на земную поверхность, затем поступает на обогачительно-обезвоживающий комплекс. Последний может располагаться как непосредственно на шахте, так и у крупного потребителя угля (металлургического завода, ГРЭС и др.).

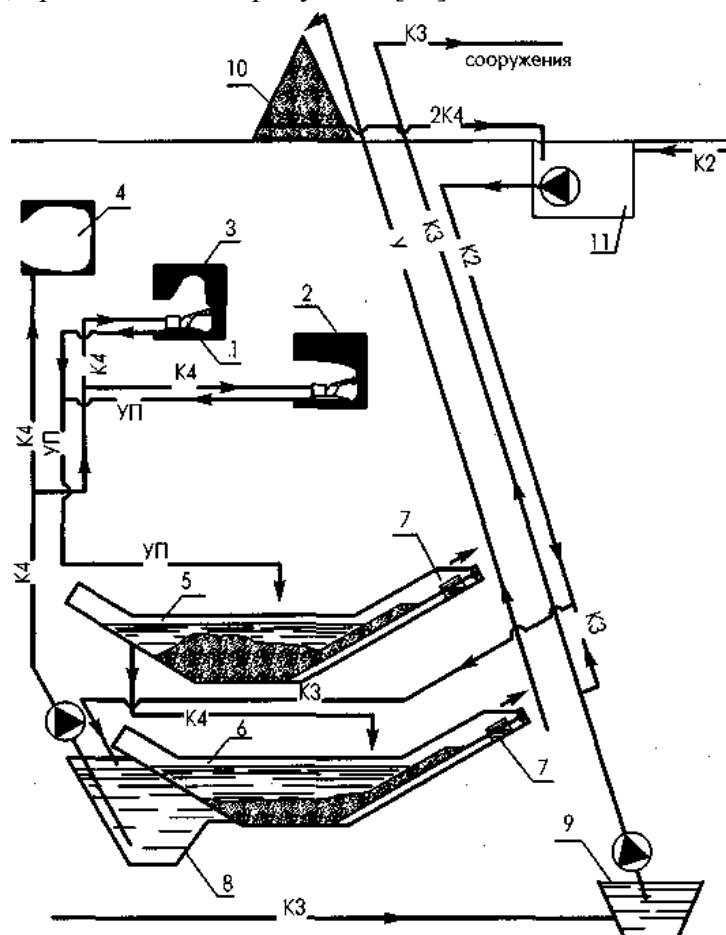


1 – высоконапорная насосная станция; 2, 3 – высоконапорные водоводы на блоки № 1 и 2 соответственно; 4, 5 – камеры гидроподъема в уклонных полях; 6 – система самотечного гидротранспорта; 7 – центральная камера гидроподъема; 8 – пульпопроводы; 9 – перекачная станция на поверхности; 10 – магистральные пульпопроводы на ЦОФ Западно-Сибирского металлургического завода; 11 – ЦОФ; 12 – водоводы возврата технической воды

Рисунок 1 – Технологическая схема гидрошахты «Юбилейная» [5]

В зависимости от расположения и удаления обогатительно-обезвоживающего комплекса от шахты на трассе пульповода могут сооружаться дополнительные перекачные станции, первая из которых располагается непосредственно на шахте. На обогатительно-обезвоживающем комплексе уголь обогащается, обезвоживается и сушится, т.е. доводится до установленных потребителем кондиций. По ленточному конвейеру полученный продукт подается в технологическую цепь потребителям. Осветленная вода возвращается на гидрошахту, замыкая таким образом технологическую цепь.

Технологическая схема шахты с комбинированной технологией с интеграцией элементов, процессов и операций гидротехнологии и традиционной технологии подземной угледобычи имеет вид, приведенный на рисунке 2 [23].



- 1 – комбайн; 2 – подготовительный забой; 3 – очистной забой из системы технологического водоснабжения; 4 – выработанное пространство; 5 – камера первичного осветления технологической воды; 6 – камера вторичного осветления технологической воды; 7 – обезвоживатель угля; 8 – водосборник осветлителя; 9 – водосборник системы водоотлива; 10 – склад угля; 11 – аккумулятор-отстойник поверхностных стоков с промплощадки; K4 – технологическая вода; 2K4 – дренаж от склада угля; K3 – шахтный приток (подземные воды); K2 – поверхностные стоки; УП – угольная пульпа; У – обезвоженный уголь

Рисунок 2 – Технологическая схема шахты с комбинированной технологией [23]

Среди новых технологических решений, разработанных научной школой проф. А.А. Атрушкевича для гидроучастков-модулей, следует выделить сбалансированные схемы водоснабжения, гидротранспорта и сгущения пульпы; комплекс оборудования для очистных и подготовительных работ и подъема пульпы; оперативное управление параметрами очистных работ в соответствии с изменяющимися горно-геологическими условиями; агрегатную выемку нарушенных угольных пластов и др. Эти решения, а также результаты научных иссле-

дований позволяют обеспечить переход гидравлической технологии на новый технико-экономический уровень и ее конкурентоспособность в новых рыночных отношениях.

На основе производственного опыта и не реализованных научных разработок проведена оценка гидротехнологии с целью выделения эффективных элементов, процессов и операций для использования их при создании наукоёмких энергосберегающих технологий нового научно-технического уровня.

Вскрытие шахтных полей. Способы и схемы вскрытия шахтных полей для отработки угольных пластов гидравлическим способом принципиально не отличаются от способов и схем вскрытия шахтных полей угледобывающих предприятий с традиционной технологией подземной угледобычи. Несущественные отличия состоят в следующем:

- необходимо проведение вскрывающих выработок до нижней отметки шахтного поля или горизонта для строительства камеры гидроподъема или обезвоживающего комплекса, что требует вложения в капитальное строительство значительных начальных инвестиций;
- при трубопроводном гидроподъеме не требуется проведение выработок большого сечения, что позволяет несколько сократить капитальные затраты при строительстве шахты.

С учетом указанных особенностей предлагается применять в качестве вскрывающих выработок гидрошахт вертикальные скважины диаметром более одного метра, опыт бурения которых накоплен на шахтах с традиционной технологией при изолированном отводе метановоздушной смеси из очистного выработанного пространства.

Подготовка шахтных полей. Способы и схемы подготовки шахтных полей гидрошахт существенно не отличаются от применяемых на традиционных шахтах. Можно выделить следующие непринципиальные особенности (рисунок 3):

- сокращение подготовленных запасов на горизонте или в панели за счет уклона  $i=0,07$  подготовительных выработок для самотечного гидротранспорта;
- деление ярусов и этажей на блоки длиной 150-300 м для размещения 2-3 малопроизводительных очистных забоев с целью повышения производственной мощности;
- высокие темпы проведения подготовительных выработок за счет применения самотечного гидротранспорта горной массы из подготовительных забоев;
- короткие выемочные поля, что позволяет сократить время подготовки запасов к выемке, снижать затраты на поддержание подготовительных горных выработок и отрабатывать выемочные участки неправильной геометрической формы.

С учетом указанных особенностей можно рекомендовать при конструировании схем планировки полей шахт нового научно-технического уровня использование напорного гидротранспорта для транспортирования горной массы из проходческих забоев.

Система разработки. Система разработки на гидрошахтах, как правило, камерно-столбовая с управлением кровлей разрушаемыми под влиянием горного давления угольными целиками (рисунок 3). Эффективность этой системы разработки доказана опытным путем и расчетами до глубины 250-300 м (таблица 1). На участках пластов, склонных к газодинамическим проявлениям горного давления (глубина разработки 150-250 м), применение камерно-столбовой системы разработки действующими нормативными документами запрещено. Не разработаны технологические и технические решения по проветриванию выемочных выработок и очистных заходов за счет общешахтной депрессии, обеспечению второго выхода из очистного забоя.

По результатам многолетних исследований был разработан алгоритм расчета предельной глубины разработки пологих угольных пластов камерно-столбовой системой разработки в условиях Кузбасса. Из таблицы 1 следует, что фактические 150-300 м и расчетные 147-343 м предельные глубины удовлетворительно совпадают.

Одной из причин сокращения области применения камерно-столбовой системы разработки на гидрошахтах является увеличение потерь угля в угольных целика при увеличении глубины разработки (рисунок 4). Соответственно рекомендуется применять камерно-столбовую систему разработки при проектировании шахт нового научно-технического уровня на глубине, не более предельной, указанной в таблице и на рисунке 5.

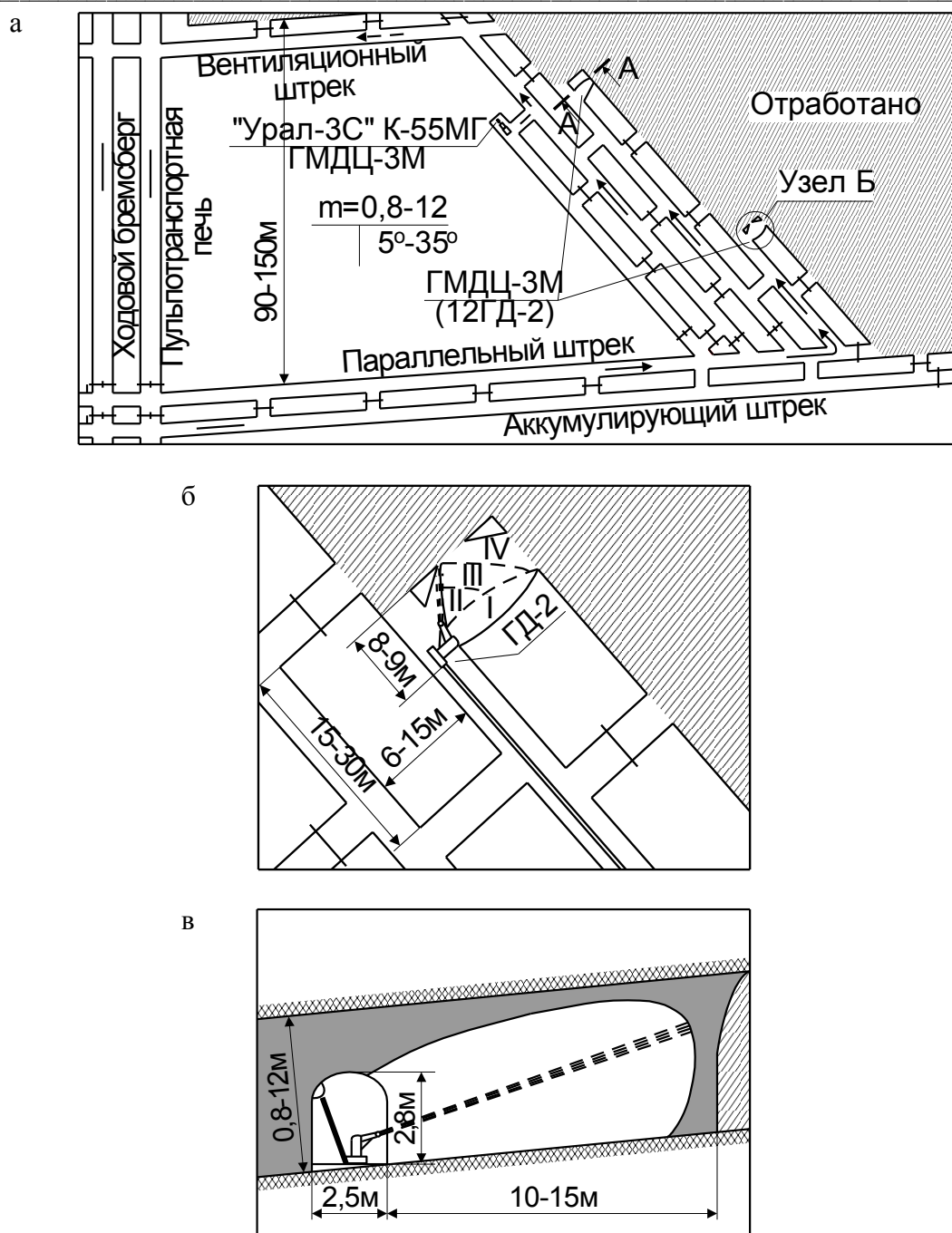


Рисунок 3 – Камерно-столбовая система разработки пологих и наклонных пластов с выемкой угля гидромонитором [27]: а – общий вид системы разработки; б – общий вид очистной заходки (узел Б); в – схема выемки угля в заходке (сечение А-А)

Другим существенным недостатком технологии гидродобычи является высокая энергоёмкость технологических процессов, которая достигала при отработке пологих угольных пластов 138, а крутых пластов 168 кВт/ч на тонну добытого угля, что также привело к росту себестоимости угля.

На основе проведённого анализа достоинств и недостатков гидравлической технологии угледобычи при конструировании новой наукоёмкой ресурсосберегающей технологии в последнюю предлагается включить следующие элементы гидродобычи:

- самотечный гидротранспорт горной массы, обеспечивающий доставку угля из труднодоступных участков пласта по выработкам малого сечения или скважинам;
- возможность дистанционного управления процессом выемки угля;
- малооперционность за счёт использования воды как единого энергоносителя.

Таблица 1 – Предельная глубина, при которой на гидрошахтах Кузбасса был осуществлен переход от короткозабойных систем разработки к длиннозабойным

| Шахта,<br>пласт                         | Ширина столба<br>$b$ , м | Мощность пласта<br>$m$ , м | Предел прочности уг-<br>ля на сжатие<br>$\delta_{сж}$ , МПа | Предельная глубина разработки<br>$H_{Д}$ , м |                                               |                                   |
|-----------------------------------------|--------------------------|----------------------------|-------------------------------------------------------------|----------------------------------------------|-----------------------------------------------|-----------------------------------|
|                                         |                          |                            |                                                             | фактическая                                  | вычисленная по<br>методике ВНИИ-<br>Гидроугля | вычисленная по<br>методике СибГИУ |
| Юбилейная:<br>пласт 26 <sup>а</sup>     | 6 – 8                    | 2,40                       | 10 – 13                                                     | 250 – 300                                    | 286 – 317                                     | 210 – 284                         |
| пласт 30                                | 5 – 9                    | 2,70                       | 8 – 11                                                      | 200 – 250                                    | 288 – 314                                     | 163 – 289                         |
| пласт 32                                | 6 – 10                   | 3,10                       | 8 – 10                                                      | 180 – 220                                    | 228 – 286                                     | 168 – 225                         |
| пласт 29 <sup>а</sup>                   | 6 – 10                   | 3,75                       | 8 – 12                                                      | 200 – 270                                    | 228 – 343                                     | 168 – 271                         |
| Полосухинская:<br>пласт 26 <sup>а</sup> | 6 – 8                    | 2,10                       | 10 – 14                                                     | 250 – 350                                    | 286 – 400                                     | 210 – 306                         |
| Заречная:<br>пласт Полысаевский I       | 6 – 7                    | 2,30                       | 7 – 14                                                      | 200 – 250                                    | 200 – 314                                     | 147 – 236                         |
| пласт Полысаевский II                   | 6 – 8                    | 5,10                       | 6 – 11                                                      | 150 – 200                                    | 171 – 314                                     | 126 – 240                         |
| Инская:<br>пласт Байкаимский            | 6 – 11                   | 7,90–5,30                  | 8 – 11                                                      | 180 – 200                                    | 228 – 314                                     | 168 – 251                         |
| пласт Полысаевский II                   | 7 – 12                   | 5,20–7,30                  | 7 – 12                                                      | 250 – 290                                    | 200 – 343                                     | 150 – 277                         |
| Средняя глубина                         |                          |                            |                                                             | 233                                          | 281                                           | 216                               |

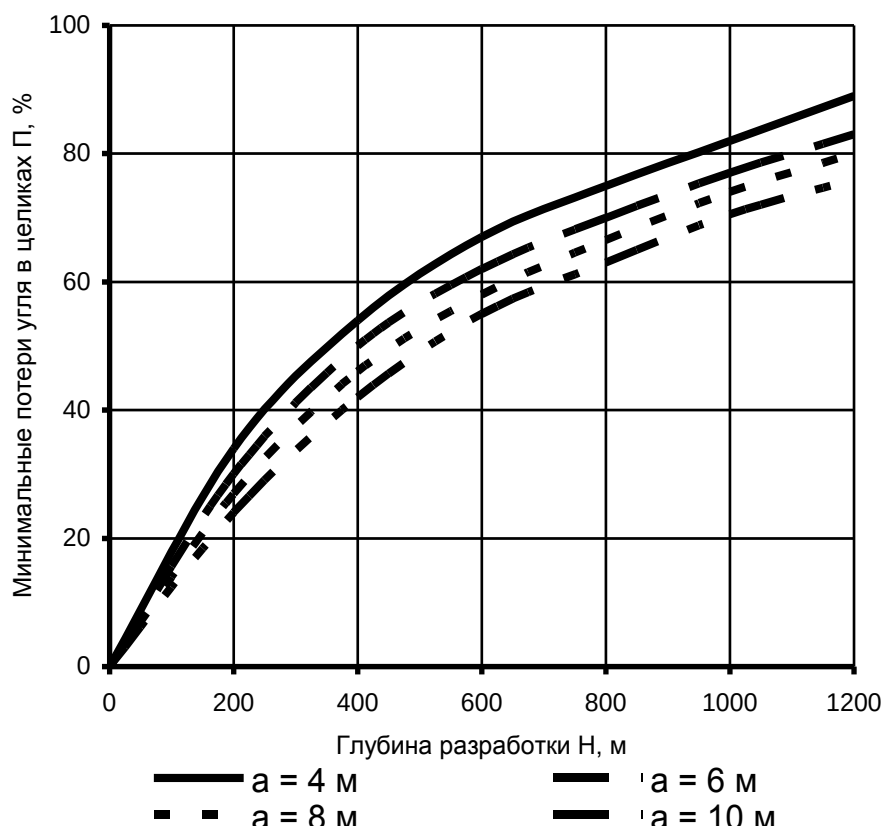


Рисунок 4 – Графики зависимости минимальных потерь угля (П, %) от глубины разработки (H, м) при разной ширине камеры (a, м)

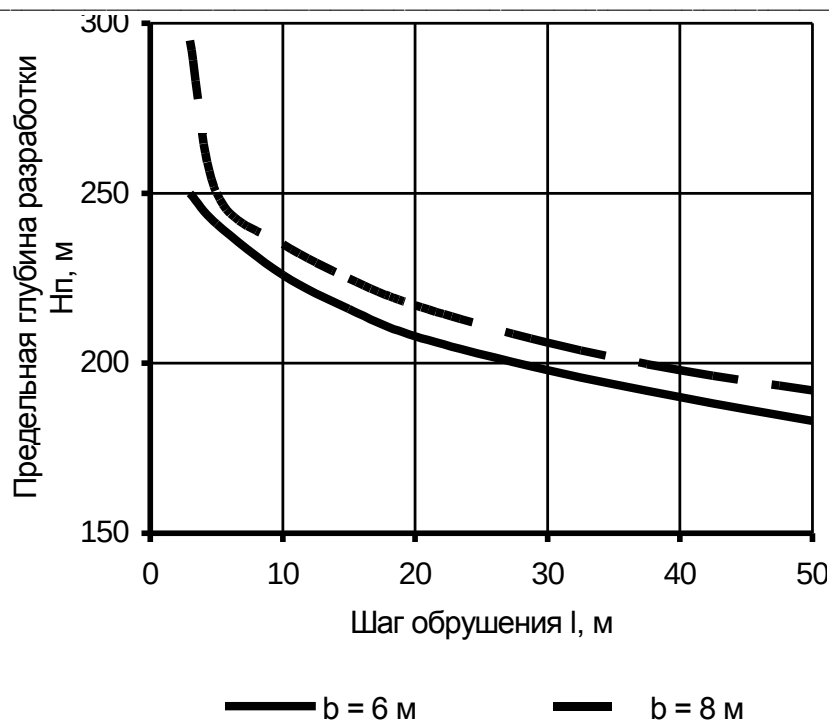


Рисунок 5 – Зависимость предельной глубины разработки короткими забоями пологих пластов средней мощности от шага обрушения пород основной кровли при прочности угля  $\sigma_{сж}=10$  МПа, ширине выработки  $a=3$  и ширине угольного столба (целика)  $b=6$  и  $8$  м

На основе указанных преимуществ технологии подземной гидродобычи, а также достоинств традиционной и скважинной технологий разработана принципиальная схема наукоемкой ресурсосберегающей технологии угледобычи.

Основу технологической схемы составляет веерная система разработки, сущность которой состоит в подготовке выемочных участков отдельными концентрационными выработками или скважинами большого диаметра, проведении от концентрационной выработки системы веерных скважин, дистанционной выемки угля агрегатом, самотечным гидротранспортом угольной пульпы по веерным выработкам до концентрационной выработки, а дальше производится транспортирование пульпы на поверхность или на подземный обезвоживающий комплекс.

Подробное изложение сущности новой технологической схемы добычи угля гидравлическим способом будет приведено в следующей статье после получения патента.

#### Список литературы

1. Таразанов И. Итоги работы угольной промышленности России за 2007 год / И. Таразанов // Уголь. – 2008. – №3. – С. 39 – 46.
2. Итоги работы Государственного учреждения «ГУРШ» по реализации программы ликвидации особо убыточных шахт и разрезов в 2007 году / А.Е. Агапов // Уголь. – 2008. – №3. – С. 3 – 6.
3. Игнатьев А.Д. Подземная добыча угля гидравлическим способом на пластах тонких и средней мощности / А.Д. Игнатьев, К.И. Иванов. – М.: Углетехиздат, 1957. – 325 с.
4. Добыча угля гидроспособом / В.С. Мучник, А.Н. Андреев, А.И. Борисов и др. – М.: Углетехиздат, 1959. – 227 с.
5. Мучник В.С. Подземная гидравлическая добыча угля / В.С. Мучник, Э.Б. Голланд, М.Н. Маркус. – М.: Недра, 1986. – 223 с.
6. Мучник В.С. Технологические перспективы развития гидравлической добычи угля. Гидромеханизация и гидротранспорт на угольных шахтах, вып. 44 / В.С. Мучник. – Новокузнецк, ВНИИГидроуголь, 1979, С. 23 - 29.

7. Мучник В.С. Опыт разработки целевой программы создания и распространения новой технологии добычи угля. – В кн.: Программно-целевой подход в планировании развития отраслевых комплексов / В.С. Мучник, Э.Б. Голланд, А.П. Кузьмин. – Новосибирск: Наука, 1979. – С. 106 - 129.
8. Теодорович Б.А. Основные исходные положения теорий технологии подземной гидродобычи угля и проектирования гидрошахт. Гидромеханизация горных работ (межвузовский республиканский сборник). Вып.1. – Кемерово: Кузбасский политехнический институт, 1975. – С. 5 - 25.
9. Теодорович Б.А. Пути адаптации гидротехнологии угледобычи к сложным горно-геологическим условиям. Гидромеханизация горных работ (межвузовский сборник научных трудов). – Новокузнецк: Сибирский металлургический институт, 1991. – С. 7-12.
10. Цяпко Н.Ф. Гидроотбойка угля на подземных работах/ Н.Ф. Цяпко, А.М. Чапка – М.: Углетехиздат, 1960.
11. Цяпко Н.Ф. Пути совершенствования гидромониторов конструкции ВНИИгидроугля: Труды первой всесоюзной научно-технической конференции по гидравлической добыче угля / Н.Ф. Цяпко. – М.: Углетехиздат, 1959. – С. 469 - 480.
12. Татьков В.А. Результаты работы ВНИИгидроугля по созданию высоконапорных углесосов: Труды первой всесоюзной научно-технической конференции по гидравлической добыче угля/ В.А. Татьков. - М.: Углетехиздат, 1959. - С. 526 - 542.
13. Тютиков Г.Т. Совершенствование технологических схем гидротранспортных систем гидрошахт: Совершенствование технологических схем и оборудования гидравлической добычи угля/ Г.Т. Тютиков, В.Г. Кубасов, М.Г. Кузьмина.- Новокузнецк, ВНИИгидроуголь, 1988. - С. 71 - 75.
14. Стефанюк Б.М. Перспективы развития управления забойными машинами для гидравлической добычи угля: Совершенствование технологии и средств механизации и автоматизации гидродобычи угля/ Б.М. Стефанюк. - Новокузнецк, ВНИИгидроуголь, 1988. - С. 55 - 60.
15. Научные основы гидравлического разрушения угля/ Г.П. Никонов, И.А. Кузьмич, И.Г. Ищук, Ю.А. Гольдин. - М.: Наука, 1973. – 147 с.
16. Никонов Г.П. Разрушение горных пород струями воды высокого давления/ Г.П. Никонов, И.А. Кузьмич, Ю.А. Гольдин. - М.: Недра, 1986. – 143 с.
17. Малышев Ю.Н. Новые технологические и технические решения подземной угледобычи/ Ю.Н. Малышев, О.В. Михеев. - М.: МГГУ, 1993. – 71 с.
18. Гонтов А. Е. Научно-технический прогресс в области гидравлической добычи угля/ А.Е. Гонтов, Б.Я. Экбер, М.Н. Маркус. - М.: ЦНИЭИуголь, 1983.
19. Бублик Ф.П. Методическое пособие по определению основных параметров систем разработки с гидромеханизацией в условиях пологих пластов/ Ф.П. Бублик. - Л.: ВНИМИ, 1967.
20. Одинокоев Б.П. Исследование основных параметров систем разработки пологих угольных пластов средней мощности с выемкой механо-гидравлическими комбинированными машинами: Автореферат канд. дисс.- М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1972.
21. Хазов В.М. Результаты работ по созданию системы разработки мощных пологих пластов при гидромеханизации: Труды ВНИИгидроугля, вып.11/ В.М Хазов, В.В. Соин, А.Е.Саньков. - Новокузнецк, 1967.
22. Любогощев В.И. Проблемы и перспективы отработки пологих мощных пластов при гидродобыче: Создание и совершенствование технологии и средств комплексной механизации и автоматизации добычи угля гидравлическим способом/ В.И. Любогощев, А.Я. Семенихин, В.В. Соин. - Новокузнецк, ВНИИгидроуголь, 1980. - С. 47 - 51.
23. Атрушкевич А.А. Новые концептуальные основы строительства гидрошахт/А.А. Атрушкевич// Уголь. - 2000. - № 8. - С. 30 - 33.
24. Аренс В.Ж. Скважинная добыча полезных ископаемых (геотехнология) / В.Ж. Аренс. - М.: Недра, 1986. – 279 с.



25. Атрушкевич В.А. Анализ опыта создания и реализации гидравлических технологий с подземной переработкой угля / В.А. Атрушкевич, О.В. Михеев, О.А. Атрушкевич и др. -М.: ЦНИЭИуголь, 1993. – 30 с.
26. Фрянов В.Н. Управление геомеханическими процессами при отработке угольных пластов короткими забоями/ В.Н. Фрянов, П.В. Егоров, В.А. Ковалев, В.Д. Славников. - Кемерово, Академия горных наук, 1999. – 110 с.
27. Развитие гидравлической добычи угля/ С.П.Казаков, А.А. Атрушкевич, Б.П. Одиных и др. - М.: ЦНИЭИуголь, 1992. – 33 с.
28. Методика выбора рациональных параметров технологических схем очистной выемки пологих угольных пластов гидрошахт Кузбасса/А.П. Колесников, А.Н. Златицкий, В.Н. Фрянов, В.В. Соин. – Новокузнецк: ВНИИгидроуголь, 1988. – 139 с.
29. Технология очистных работ на пологих и наклонных пластах гидрошахт(рекомендации). - Новокузнецк, ВНИИгидроуголь, 1982. – 134 с.
30. Семенихин А.Я.- Основные направления подготовки и отработки пластов пологого падения при гидравлической добыче.— В кн.: Повышение эффективности добычи угля гидравлическим способом и перспективы ее развития. Материалы Всесоюзного научно-технического совещания/ А.Я. Семенихин. - Новокузнецк, 1980. - С. 14 – 16.
31. Сравнительные промышленные испытания высоконапорной забойной арматуры/Г.Т. Тютиков Г. Т., Г.А. Ярушников Г. А., Л.В. Шахов Л. В., И.И. Сай // Химическое и нефтяное машиностроение. - 1971. - № 11. - С. 26 – 28.
32. Хазов В. М. О полноте извлечения в зоне рациональных параметров систем разработки с короткими забоями. Учет добычи и потерь угля при гидравлической технологии, вып. 10/ В.М. Хазов. - Новокузнецк, ВНИИГидроуголь, 1970. - С. 36 – 43.
33. Фрянов В.Н. Прошлое, настоящее и будущее гидротехнологии. - Современные технологии разработки месторождений полезных ископаемых: Сб. научных работ / В.Н. Фрянов. - Новокузнецк: СибГИУ, 1998. - С.44 – 48.

УДК 622.831:004.942

# **ТРЕХМЕРНАЯ ДИСКРЕТИЗАЦИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ СЛОИСТОГО ГОРНОГО МАССИВА С УЧЕТОМ РАЗМЕРОВ ОБЪЕКТОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ**

*Павлова Л.Д., Фрянов В.Н.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

При изучении поведения массива горных пород с позиций горной геомеханики, его следует рассматривать как сложную неоднородную геомеханическую систему, состоящую из пород различного минералогического и литологического состава с существенно отличающимися друг от друга физико-механическими свойствами [1]. Поэтому исследования напряженно-деформированного состояния (НДС) углепородного массива должны предусматривать установление его принадлежности к определенному горно-геологическому комплексу пород, учет характеристик структурной неоднородности и дезинтеграции горного массива, механических и физических характеристик горных пород, слагающих отдельные слои, природные и техногенные блоки.

Угольные месторождения включают горные породы и угольные пласты различного минералогического и литологического состава, имеющих однотипные условия образования и претерпевших одинаковые процессы их изменения во времени и пространстве. К такому комплексному месторождению можно отнести Кузнецкий угольный бассейн. Углевмещающие породы Кузнецкого бассейна почти повсеместно представлены песчаниками, алевролитами, аргиллитами и их переслаиваниями [2]. Основные структурные элементы нарушенно-

сти горных пород: трещины, косая одно- и разнонаправленная слоистость, дизъюнктивы, борозды скольжения. Современные представления угольных месторождений как специфической геосреды рассматриваются с позиций нелинейной геомеханики в виде комплекса блоков и линеаментов, форма и размеры которые имеют иерархическую подчинённость в иерархической нелинейной системе [9]. Породный массив представлен преимущественно тонкими слоями и блоками, преобладающее расстояние между которыми 150 нм -50мм.

В Кузбассе имеются угольные пласты всех групп мощности: тонкие пласты (0,7-1,2м), средней мощности (1,21-3,5м), мощные – (свыше 3,5м) и залеганий: пологие пласты (до 18°), наклонные (19-35°), крутонаклонные – (36-55°), крутые – (56-90)°. Пример условий залегания комплексов угленосных осадочных пород Кузбасса приведен на рисунке 1.

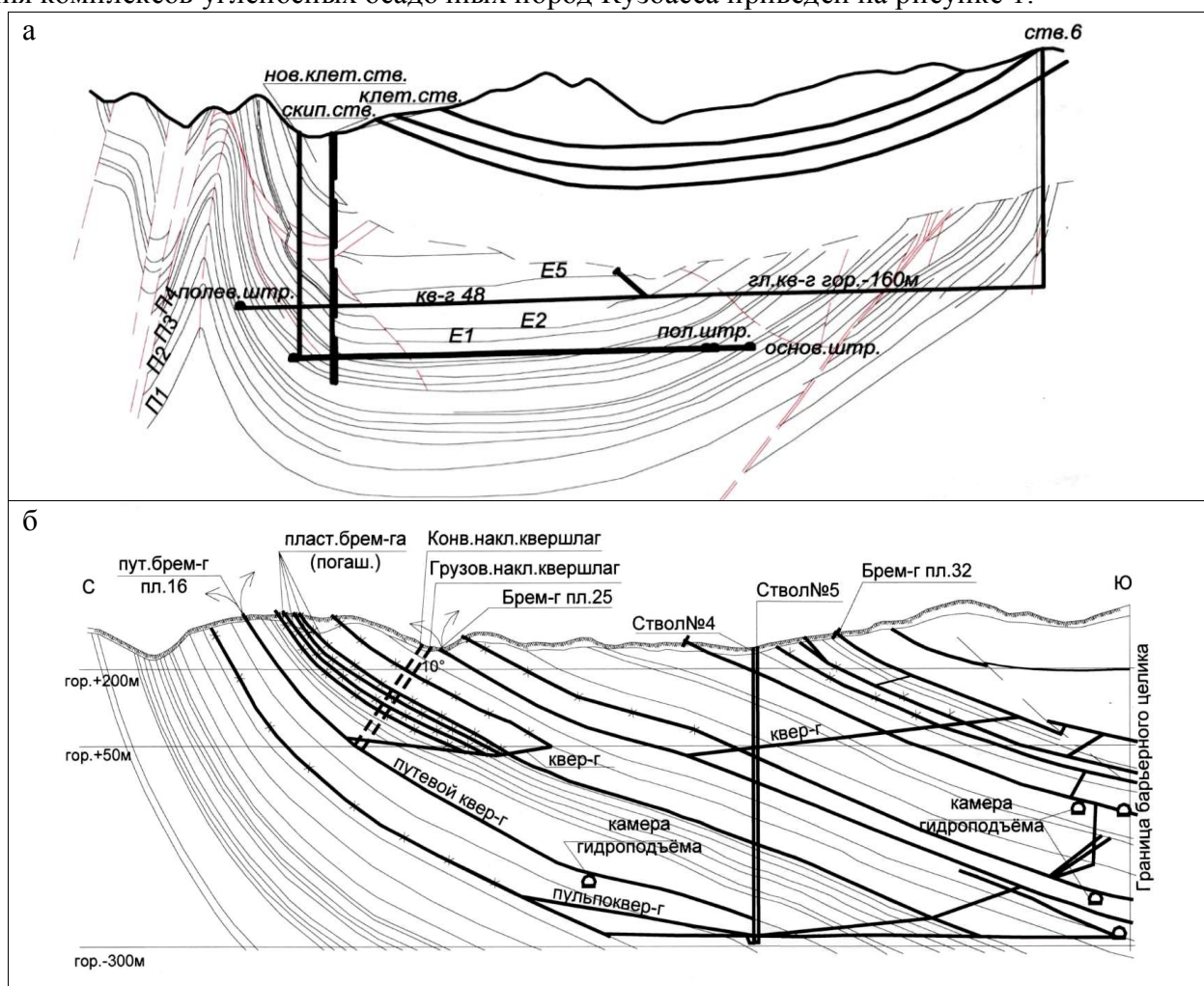


Рисунок 1 – Вертикальные схемы вскрытия вкрест простирания: а - шахта «Осинниковская»; б - шахта «Юбилейная»

В естественном состоянии массив горных пород находится в статическом равновесии под влиянием гравитационного или геодинамического полей напряжений. Подземная разработка угольных месторождений приводит к нарушению равновесного состояния горного массива, в результате чего возникают различные геомеханические явления и процессы: изменение величин и направления вектора напряжений, упругие и неупругие деформации массива и слагающих пород, разрушение отдельных участков массива, обрушение и перемещение разрушенных пород, миграция флюидов по линеаментам.

Для исследования численными методами геомеханических процессов в углепородном массиве при техногенном воздействии системы подземных выработок в качестве объекта исследования принимается трансверсально-изотропная упруго-вязкая геомеханическая модель среды, в которой массив горных пород идеализируется следующим образом:

- по структурным признакам массив горных пород принимается слоистым с трансверсально-изотропным распределением механических характеристик пород (прочностных, деформационных, реологических); учитываются наклонное расположение слоев, форма и размеры подземных выработок;
- по геометрическим характеристикам массив горных пород, для аппроксимации непрерывной функции перемещения, идеализируется дискретной моделью, которая строится на множестве кусочно-непрерывных функций, определенных на конечном числе элементов;
- по механическим характеристикам горные породы считаются вязкоупругими; учитываются упругие мгновенные деформации, которые возникают в породах при нагружении в начальный момент, и деформации ползучести, развивающиеся во времени;
- область исследования в пределах массива горных пород считается ограниченной: сверху земной поверхностью, снизу высотой зоны наработки нижнего пласта свиты, по простиранию и падению пластов – максимальными размерами горных выработок; на всех ограничивающих поверхностях задаются граничные условия в виде нагрузок или смещений;
- силовые воздействия, распределенные по всему объему массива горных пород, рассматриваются как статические нагрузки, прикладываемые на внешних и внутренних границах области исследования.

Для решения упругой задачи расчета параметров объемного НДС углепородного массива используются численные методы механики деформируемых сплошных сред. Общими уравнениями механики сплошных сред, независимо от физико-механических свойств, являются уравнения равновесия, неразрывности деформаций и геометрические уравнения. Основное и обязательное условие справедливости этих уравнений – сплошность или неразрывность среды, как до начала так и в процессе деформации.

Однако для исследования НДС массива горных пород общих уравнений недостаточно – необходимы дополнительные уравнения, отражающие физические особенности развития деформаций. В зависимости от физического состояния горного массива и его деформационных характеристик физические уравнения включают в себя компоненты напряжений, деформаций, физические константы, время и др.

Следует отметить, что точные методы решения применимы лишь для ограниченного класса задач, а в ряде случаев аналитических решений не имеется. Кроме того, аналитические решения, полученные на основе идеализации горного массива в виде простейших математических моделей, не могут обеспечить надежность прогнозных оценок величин смещений контуров выработок и параметров НДС слоистого массива горных пород.

Использование трансверсально-изотропной упруго-вязкой геомеханической модели и метода конечных элементов (МКЭ) обеспечивает возможность количественного прогнозирования параметров объемного НДС слоистого горного массива, вмещающего свиту пологих или наклонных угольных пластов, с учетом процессов деформирования и разрушения пород при техногенном воздействии системы подземных выработок.

Математическая сущность МКЭ состоит в приведении дифференциальных уравнений к системе линейных алгебраических уравнений, порядок которой определяется числом степеней свободы идеализированной модели.

При конструировании трехмерной сетки конечных элементов проблема заключается в правильном объемном расположении тетраэдров без пустот, пересечений и т.д. Поэтому первоначально область исследования представляется в виде совокупности призматических элементов, которые стандартно разбиваются на фиксированное число тетраэдров. Тетраэдральные элементы характеризуются компонентами перемещений в трех направлениях в каждом узле. Для описания границ элемента используются функции формы.

Кусочно-непрерывная аппроксимация позволяет получать редко заполненную матрицу разрешающих уравнений ленточной структуры и использовать эффективные прямые методы их решения.

Количество узлов трехмерной конечно-элементной сетки определяется размерами исходной области исследования и вычислительными ресурсами. Для получения элементов,

кратных по размерам объектам систем разработки, предлагается использовать метод вложенных областей [3]. При этом необходимая степень детализации достигается за счет последовательного выделения вложенных подобластей, без увеличения в них количества конечных элементов.

Дискретизация модели массива горных пород на конечные элементы, как правило, выполняется в декартовой системе координат [3-7 и др.]. Авторами разработан алгоритм трехмерной дискретизации геомеханической модели слоистого массива горных пород в цилиндрической или декартовой системе координат для моделирования сложной формы выработанного пространства и учета взаимного влияния нескольких подземных выработок, в том числе на сближенных пластах свиты [8].

**Трехмерная дискретизация геомеханической модели массива горных пород в цилиндрической системе координат.** Для построения конечноэлементной сетки в цилиндрической системе координат исследуемая область представляется в виде цилиндра, разделенного по вертикальной оси параллельными слоями, имитирующими угольные пласты и породные слои (рисунок 2).

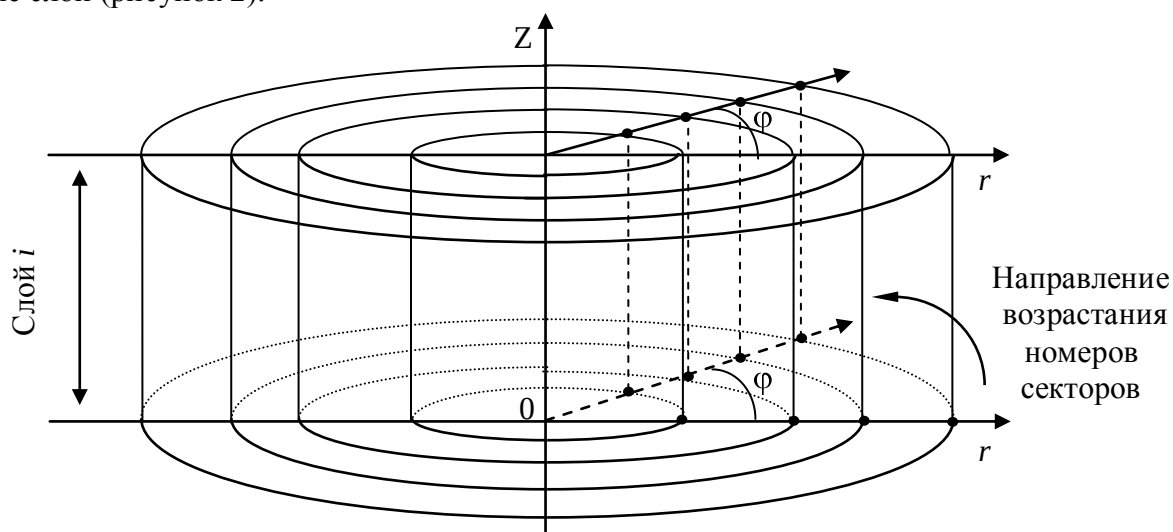


Рисунок 2 - Фрагмент представления области исследования в цилиндрической системе координат

Для получения тетраэдральных конечных элементов в каждом породном слое, выполняется следующая последовательность действий:

- на нижнем (почва) и верхнем (кровля) основаниях слоя выбирается полярная система координат;
- производится разбивка на сектора с постоянным полярным углом  $\varphi$ ;
- задаются точки на полярных радиусах  $r$ ;
- в пределах нижней и верхней границ каждого породного слоя выделяются центральные шестиугольные и восьмиугольные призматические элементы (рисунок 3);

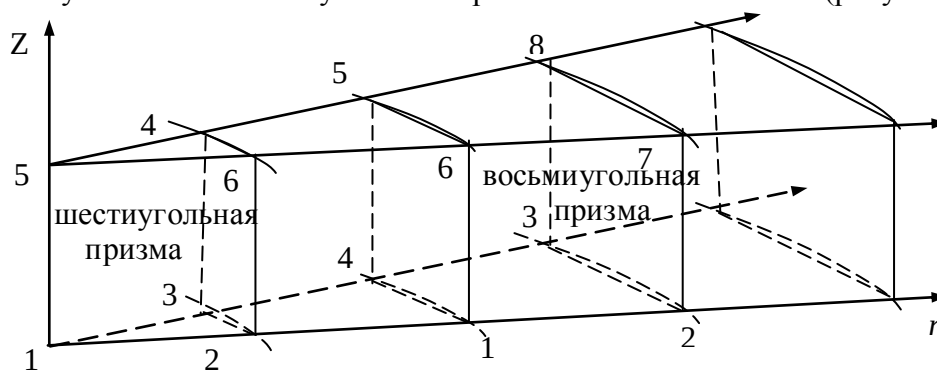


Рисунок 3 - Схема выделения призматических элементов

– выполняется разбиение призматических элементов на тетраэдры, с использованием правила чётности секторов для соблюдения условия непрерывности на границах между элементами (рисунки 4, 5).

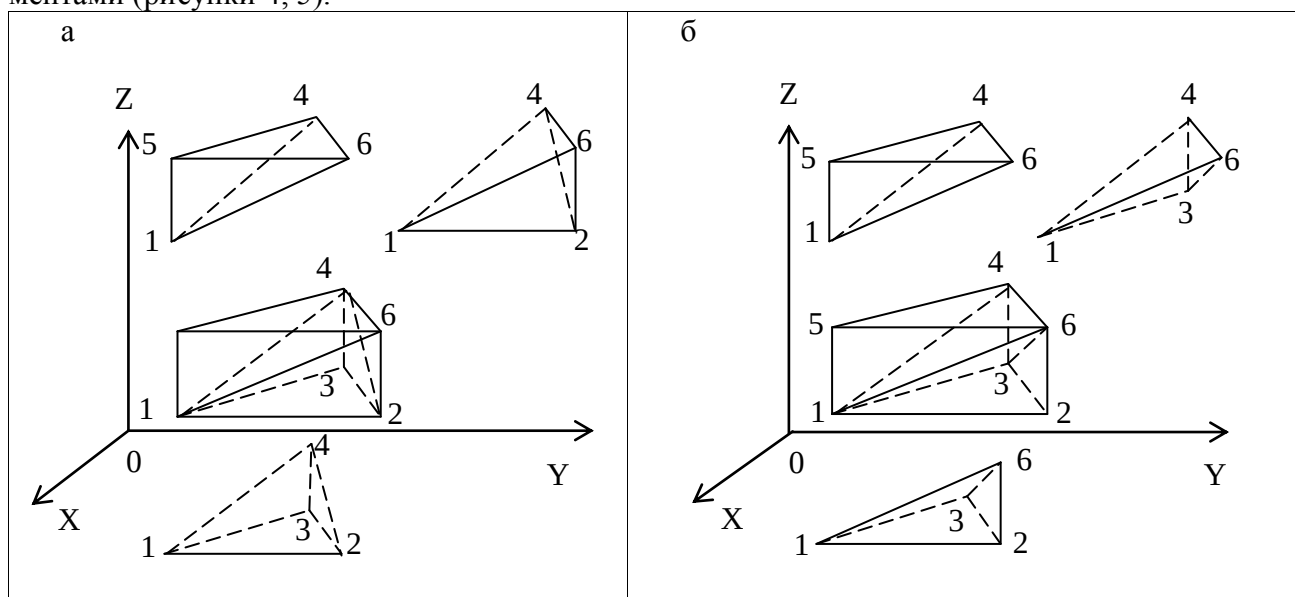


Рисунок 4 - Схемы разбиения на тетраэдры шестиугольных призм: а – нечетного сектора; б – четного сектора

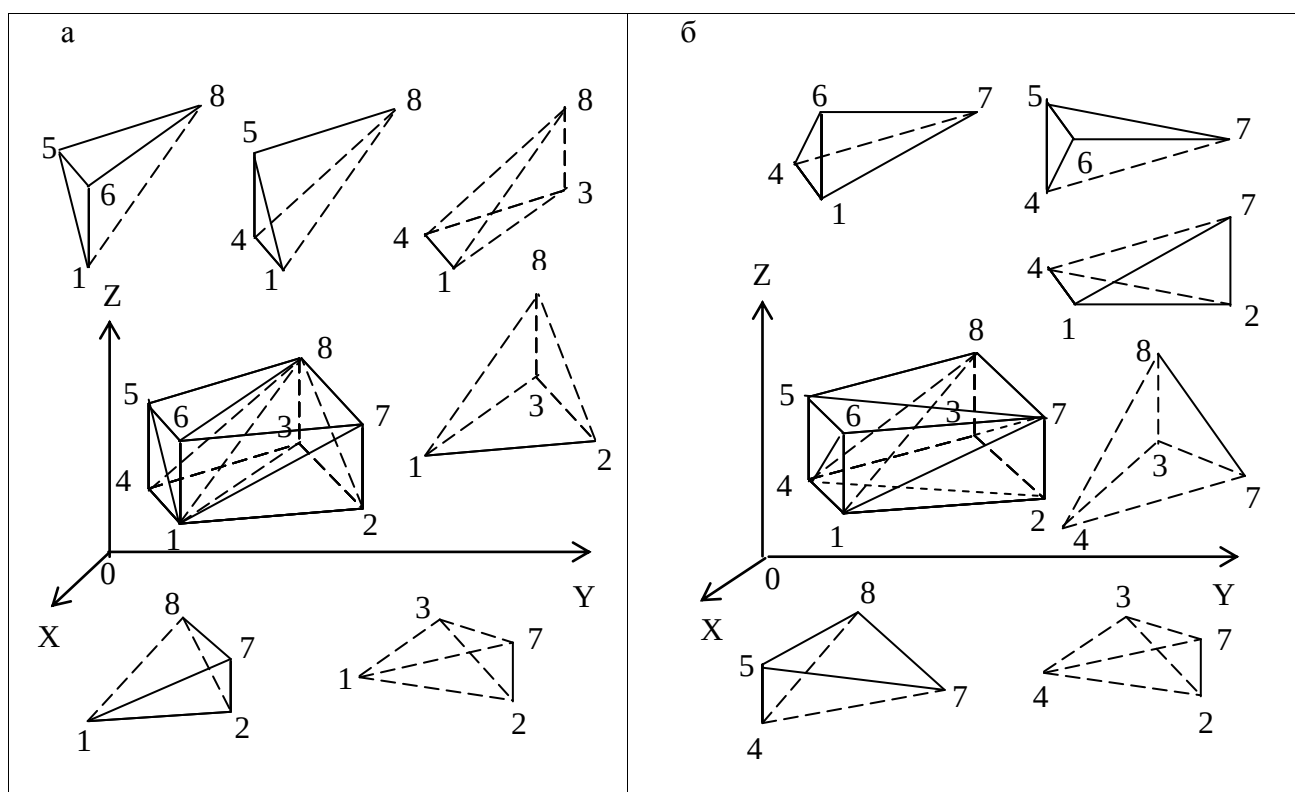


Рисунок 5 - Схемы разбиения на тетраэдры восьмиугольных призм: а – нечетного сектора; б – четного сектора

**Трехмерная дискретизация модели слоистого массива горных пород в декартовой системе координат.** Для построения конечноэлементной сетки в декартовой системе координат исследуемая область представляется в виде параллелепипеда, разделенного по вертикальной оси параллельными наклонными слоями, имитирующими угольные пласты и породные слои (рисунок 6).

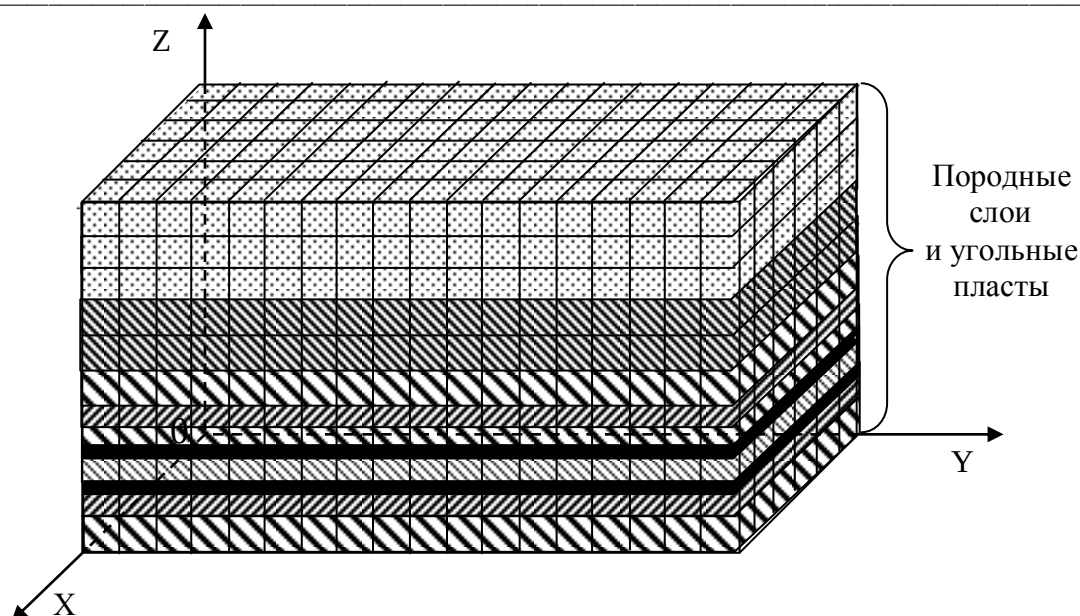


Рисунок 6 – Дискретизация области исследования в декартовой системе координат

Для получения тетраэдральных конечных элементов в пределах нижней и верхней границ каждого породного слоя, выделяются восьмиугольные призматические элементы (рисунок 7) и выполняется разбиение на тетраэдры, с учетом их симметричного расположения относительно центра области исследования, для соблюдения условия непрерывности на границах между элементами (рисунок 8).

Полученные тетраэдры рассматриваются как конечные элементы с узлами, расположенными в вершинах, для которых производится локальная и глобальная нумерация.

Важным моментом является рациональная нумерация узлов конечноэлементной сетки, поскольку алгоритм нумерации оказывает существенное влияние на структуру матрицы разрешающих уравнений (ширину ленты), что отражается на времени счета и объеме используемой оперативной памяти компьютера.

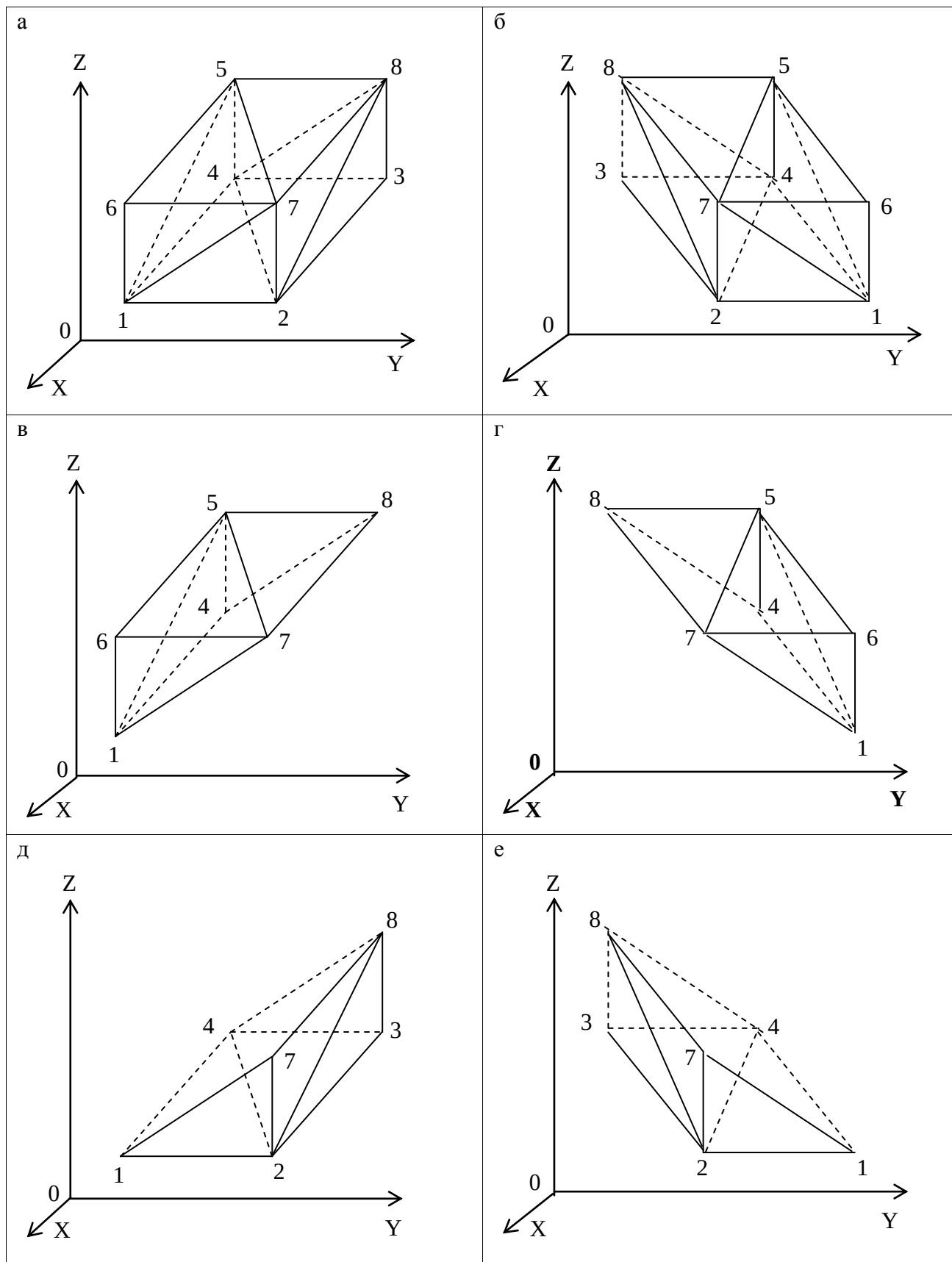
Локальная нумерация выполняется последовательно против часовой стрелки, начиная с некоторого узла элемента, который выбирается произвольно. Критерием соблюдения выбранного обхода является положительный знак объема тетраэдра.

Для глобальной нумерации узлов возможны различные варианты обхода элементов, но для эффективного решения, в зависимости от количества точек разбиения по осям ОХ и ОУ, осуществляется поиск оптимальной нумерации, которая позволяет получить матрицу жесткости элементов в виде ленточной матрицы с минимальной шириной полосы ее ленты.

По результатам численного моделирования в таблице 1 приведены параметры решения системы уравнений при разной плотности дискретизации исходной области исследования размером 1000м\*1000м\*600м на конечные элементы в декартовой системе координат. Для системы уравнений указана минимальная ширина полосы глобальной матрицы жесткости ленточного типа, что позволяет существенно сократить объем вычислений. Время решения системы уравнений приведено для компьютера с процессором семейства Intel (2,6GHz) и объемом оперативной памяти 2Gb.

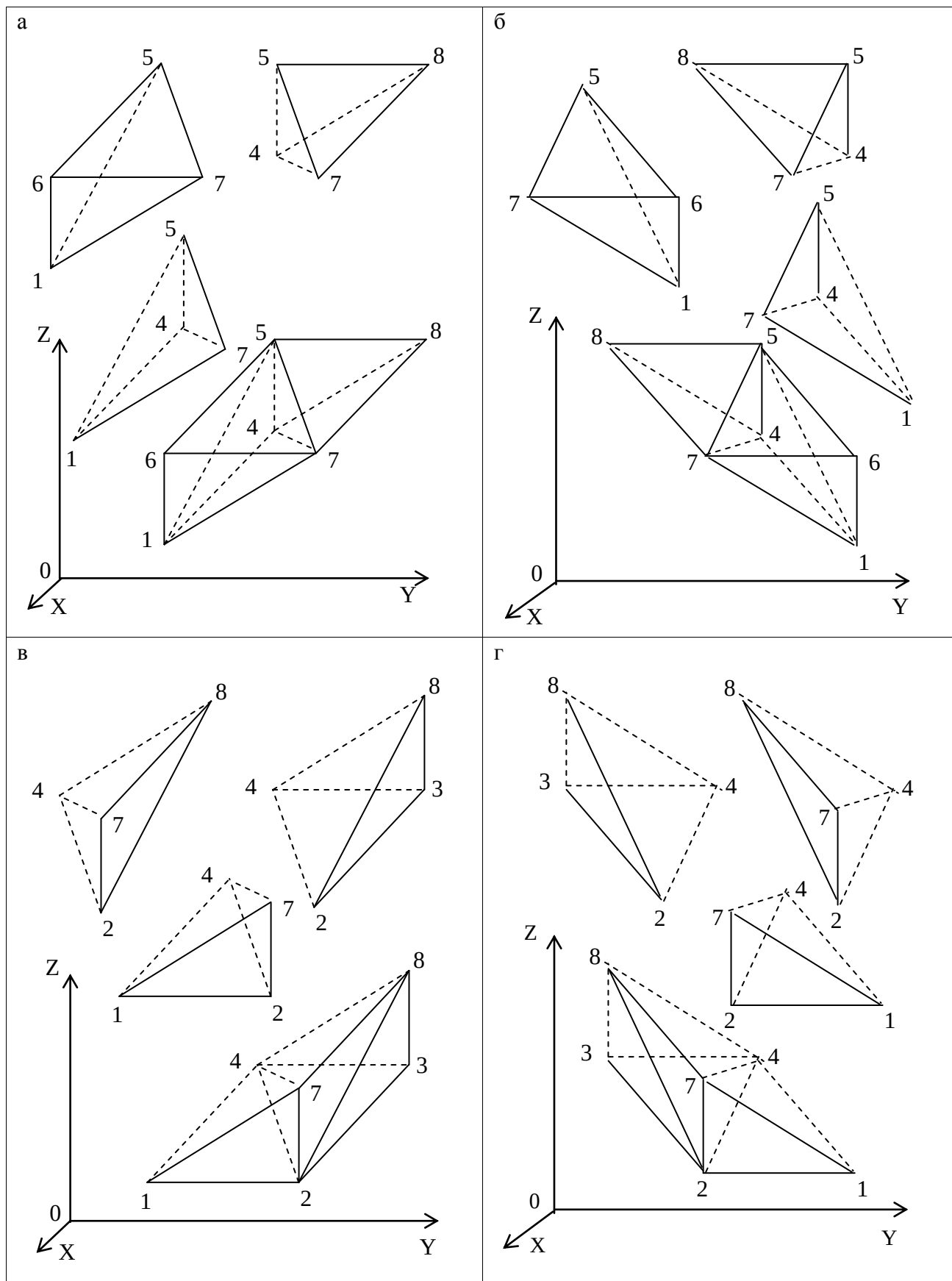
Анализ результатов, приведенных в таблице 1, позволяет сделать вывод, что трехмерная дискретизация области исследования более чем на 10000 конечных элементов является нерациональной, так как увеличение их количества в 2 раза приводит к возрастанию времени решения системы уравнений более чем в 10 раз.

Дискретизация области исследования в декартовой системе координат применяется при моделировании механизма обрушения пород кровли по природным контактам с использованием метода вложенных областей и метода источника.



а, в, д – левосторонний элемент; б, г, е – правосторонний элемент

Рисунок 7 – Схема выделения призматических элементов



а, в – левосторонний элемент; б, г – правосторонний элемент

Рисунок 8 – Схема разбиения призматических элементов на тетраэдры



Таблица 1 - Параметры решения системы уравнений

| Количество тетраэдров | Количество уравнений в системе | Ширина полосы матрицы жесткости | Время решения системы, мин |
|-----------------------|--------------------------------|---------------------------------|----------------------------|
| 6000                  | 3993                           | 399                             | 1                          |
| 13500                 | 8448                           | 819                             | 10                         |
| 24000                 | 14553                          | 1389                            | 20                         |

**Адаптация метода вложенных областей для решения трехмерных задач геомеханики.** Дискретизацию области исследования необходимо проводить с учетом того, что решение МКЭ дает в пределах конечного элемента постоянные значения напряжений. Поэтому, с одной стороны, в местах ожидаемых высоких градиентов напряжений сеть элементов следует сгущать. Однако при построении нерегулярных сеток необходимо избегать использования узких и длинных элементов. С другой стороны, применение равномерных сеток позволяет использовать близкие к правильным конечные элементы, автоматизировать расчет узловых координат и сократить объем вводимой информации. Использование же нерегулярных сеток, как правило, экономичнее в отношении затрат машинного времени. Количество узлов сетки определяется имеющимися вычислительными ресурсами, и в первую очередь – объемом оперативной памяти. Если используемое число узлов не обеспечивает необходимой густоты сетки в подобласти высоких градиентов, то для достижения заданной точности предлагается использовать метод вложенных областей [3] и метод источника.

Метод вложенных областей заключается в том, что первоначально область исследования разбивается на крупные элементы и проводится расчет узловых перемещений с использованием стандартных процедур МКЭ. Затем выделяется подобласть, которая разбивается на более мелкие элементы и выполняется повторное решение. При этом узловые перемещения по контуру подобласти, полученные при первом решении, используются как граничные условия для повторного решения (рисунок 9).

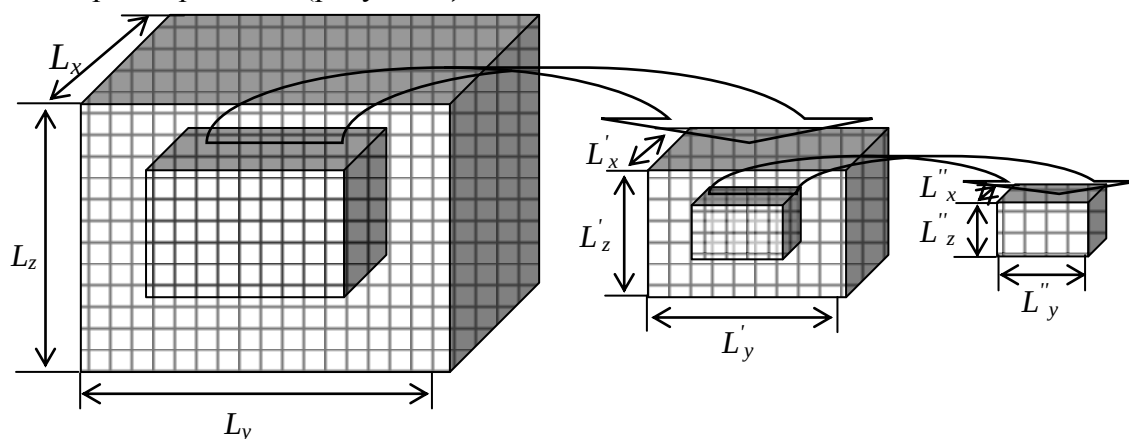


Рисунок 9 – Схема выделения вложенных областей

В промежуточных узлах на контуре подобласти, появившихся в результате ее разбиения на более мелкие элементы, перемещения по осям OX, OY, OZ вычисляются по методу источника:

$$u_i^* = \frac{\sum_{j=1}^n u_j P_j}{\sum_{j=1}^n P_j}; \quad v_i^* = \frac{\sum_{j=1}^n v_j P_j}{\sum_{j=1}^n P_j}; \quad w_i^* = \frac{\sum_{j=1}^n w_j P_j}{\sum_{j=1}^n P_j}, \quad (1)$$

где  $P_j = \left( \frac{1}{\rho_j} \right)^2$ ;  $\rho_j = (x_j - x_i)^2 + (y_j - y_i)^2 + (z_j - z_i)^2$ ;  $i \neq j$ ;  $i = 1, m$ ;  $j = 1, n$ ;

$u_j, v_j, w_j$  – перемещения по осям ОХ, ОУ, ОZ в узлах исходной области исследования;  $x_j, y_j, z_j$ , – исходные узловые координаты;  $x_i, y_i, z_i$ , – промежуточные узловые координаты.

Последовательное выделение вложенных подобластей позволяет получить размеры конечных элементов кратные размерам объектов систем разработки без существенного увеличения количества элементов, что весьма актуально при решении трехмерных задач геомеханики.

Рекомендуемые размеры конечных элементов, приведенные в таблице 2, устанавливаются с учетом диапазонов изменения размеров объектов систем разработки, полученным на основе анализа производственного опыта и результатов шахтных измерений.

Таблица 2 - Геомеханические и технологические параметры объектов систем разработки

| Основные объекты систем разработки                                                                                                                                | Диапазон изменения размеров объектов систем разработки | Рекомендуемый размер конечного элемента   |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------|-------------------------------------------|
| 1. Зона отжима                                                                                                                                                    | $(0 \div 4) m$                                         | $(0,1 \div 0,2) m$                        |
| 2. Неразрушенная средняя часть угольного целика                                                                                                                   | $[b - 2(0 \div 4)m] \div b$                            | $(0,05 \div 0,10)b$                       |
| 3. Краевая часть угольного целика или очистного забоя                                                                                                             | $(0 \div 0,1) l_{on}$                                  | $(0,1 \div 0,3)m$                         |
| 4. Зона опорного горного давления                                                                                                                                 | $(0,1 \div 0,2)H$                                      | $(0,1 \div 0,2)l_{on}$                    |
| 5. Длина лавы                                                                                                                                                     | 50÷300м                                                | $(0,1 \div 0,2)l_l$                       |
| 6. Длина выемочного столба:<br>6.1 вблизи забоя в зоне распора секции механизированной крепи<br>6.2 в выработанном пространстве за секцией механизированной крепи | $2 \div 6m$<br>$0 \div l_{ок}$                         | $0,5 \div 1,0m$<br>$(0,1 \div 0,2)l_{ок}$ |
| 7. Сопряжение лавы с подготовительными выработками                                                                                                                | $(0,1 \div 0,2) l_{on}$                                | $(0,1 \div 0,2)a$                         |

В таблице 2 приняты следующие обозначения:  $m$  – вынимаемая мощность пласта;  $b$  – ширина целика;  $a$  – ширина подготовительной выработки;  $l_{on}$  – ширина зоны опорного давления;  $l_l$  – длины лавы;  $l_{ок}$  – шаг обрушения пород основной кровли;  $H$  – глубина разработки.

Если размеры исходной области исследования обозначить  $L_x \times L_y \times L_z$ , тогда размер конечного элемента определяется следующим образом:

$$l_{\partial_x} = \frac{L_x}{N_x}; \quad l_{\partial_y} = \frac{L_y}{N_y}; \quad l_{\partial_z} = m, \quad (2)$$

где  $N_x, N_y$  – количество точек разбиения по осям ОХ, ОУ соответственно;  $m$  – мощность угольного пласта или породного слоя.

Для получения размеров конечного элемента, с учетом диапазона изменения размеров объектов систем разработки ( $l_{ox}, l_{oy}, l_{oz}$ ), необходимо задать границы вложенной подобласти  $L'_x \times L'_y \times L'_z$  и повторно выполнить разбиение на конечные элементы

$$l'_{\partial_x} = k l_{ox}; \quad l'_{\partial_y} = k l_{oy}; \quad l'_{\partial_z} = k l_{oz}. \quad (3)$$

Значение коэффициента  $k$ , в соответствии с геомеханическими и технологическими параметрами объектов систем разработки, приведенными в таблице 2, рекомендуется принимать из установленного диапазона  $k = 0,05 \div 0,30$ .

В таблице 3 приведен вариант определения размеров конечных элементов, с учетом диапазона изменения размеров объектов систем разработки, при разбиении области исследо-

вания в пределах угольного пласта или породного слоя на фиксированное количество конечных элементов.

Таблица 3 – Вариант определения размера конечного элемента с использованием метода вложенных областей

| Область исследования        | Размер области $L_x \times L_y$ , (м×м) | Размер конечного элемента $l_x \times l_y$ , (м×м) | Номер объекта систем разработки в таблице 2 |
|-----------------------------|-----------------------------------------|----------------------------------------------------|---------------------------------------------|
| Исходная область            | 1000×1000                               | 50×50                                              |                                             |
| Первая вложенная область    | 500×500                                 | 25×25                                              | 5                                           |
| Вторая вложенная область    | 200×200                                 | 10×10                                              | 2, 5                                        |
| Третья вложенная область    | 100×100                                 | 5×5                                                | 2, 6.2, 4                                   |
| Четвертая вложенная область | 50×50                                   | 2,5×2,5                                            | 6.2                                         |
| Пятая вложенная область     | 25×25                                   | 1,25×1,25                                          | 1, 3, 6.1, 7                                |

Для получения размеров конечных элементов, кратных размерам объектов систем разработки, описанная процедура может выполняться несколько раз, без увеличения количества элементов.

В качестве примера на рисунках 10-11 приведены изолинии вертикальных смещений пород непосредственной кровли для исходной области исследования и для выделенной подобласти.

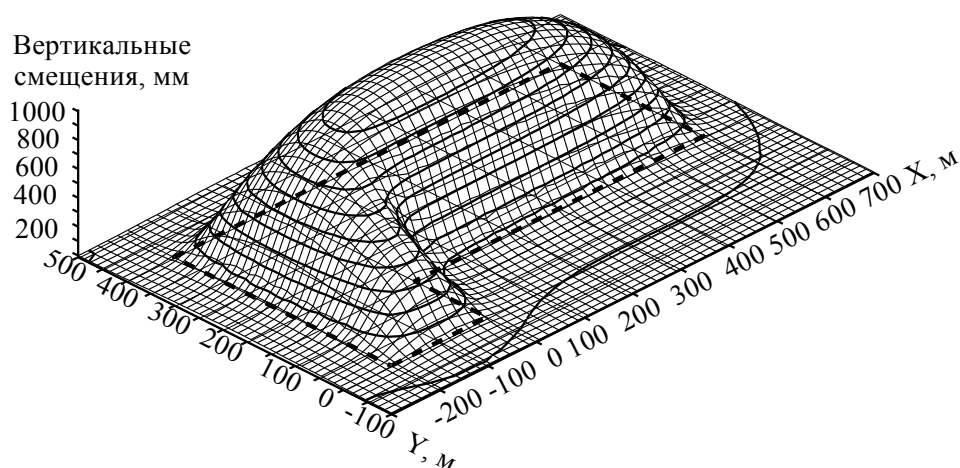


Рисунок 10 – Изолинии вертикальных смещений пород непосредственной кровли для исходной области исследования

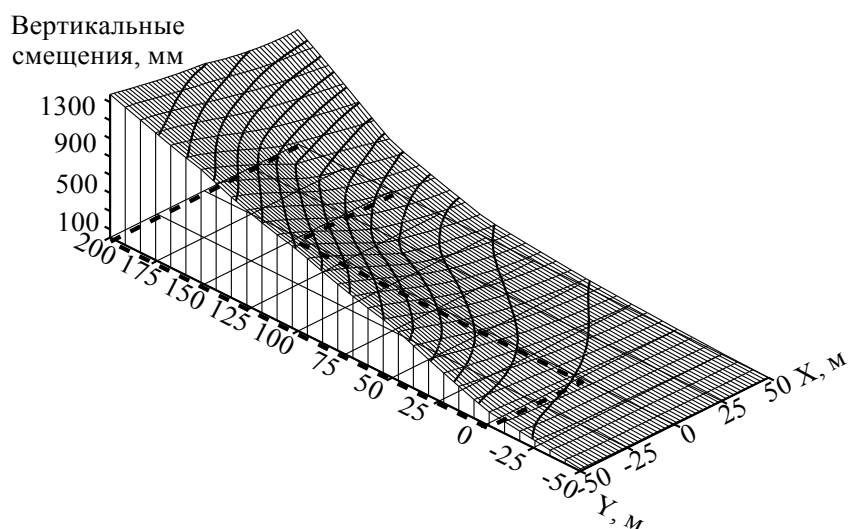


Рисунок 11 – Изолинии вертикальных смещений пород непосредственной кровли для выделенной подобласти

**Моделирование слоистого горного массива, вмещающего свиту наклонных угольных пластов.** При наклонном залегании одиночного угольного пласта или свиты пластов определяется положение плоскости, проходящей через три точки с заданными координатами  $M_0(x_0, y_0, z_0)$ ,  $M_1(x_1, y_1, z_1)$ ,  $M_2(x_2, y_2, z_2)$ , расположенные на поверхности каждого слоя, уравнением вида

$$A X + B Y + C Z = 0. \quad (4)$$

Если три точки не лежат на одной прямой, то проходящая через них плоскость представляется уравнением

$$\begin{vmatrix} x - x_0 & y - y_0 & z - z_0 \\ x - x_1 & y - y_1 & z - z_1 \\ x - x_2 & y - y_2 & z - z_2 \end{vmatrix} = 0. \quad (5)$$

Вычислением определителя находятся значения  $A$ ,  $B$ ,  $C$  и  $D$ .

По заданному углу наклона угольного пласта в плоскости  $XOZ$  или  $YOZ$ , используя уравнение плоскости (4), вертикальная координата  $z_i$  произвольной точки разбиения на поверхности каждого слоя  $M(x_i, y_i, z_i)$  вычисляется по формуле

$$z_i = -\frac{D + A x_i + B y_i}{C}. \quad (6)$$

Вертикальные координаты точек разбиения на поверхности первого и последнего слоя геомеханической модели слоистого горного массива принимаются равными соответствующим координатам этих точек при горизонтальном расположении породных слоев.

**Моделирование сложной формы выработанного пространства.** Для моделирования сложной формы выработанного пространства контур выработки в плоскости пласта представляется в виде многоугольника произвольной формы, который определяется координатами своих вершин (рисунок 12).

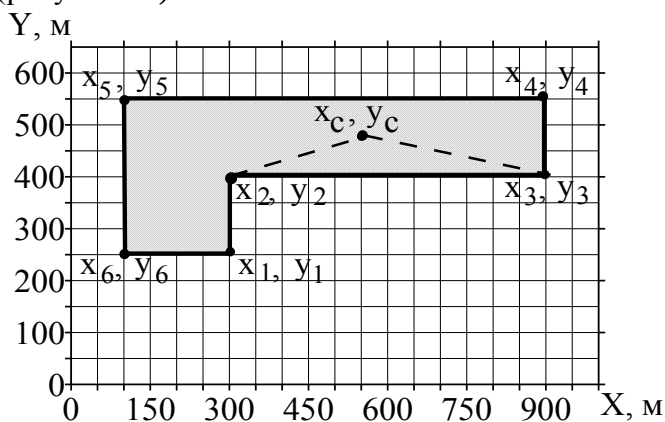


Рисунок 12 – Схема определения контура выработанного пространства в плоскости пласта

Каждая сторона многоугольника описывается уравнением прямой, проходящей через две точки. Уравнение прямой, проходящей через две произвольные точки с координатами  $(x_1, y_1)$  и  $(x_2, y_2)$  имеет вид

$$\frac{x - x_1}{x_2 - x_1} = \frac{y - y_1}{y_2 - y_1}. \quad (7)$$

Координаты вершин многоугольника указываются последовательно при обходе контура выработанного пространства по или против часовой стрелки, начиная с произвольной точки, однако они должны совпадать с координатами точек разбиения исходной области исследования на конечные элементы (рисунок 12).

Принадлежность произвольного конечного элемента выработанному пространству в слое, где задана выработка, определяется следующим образом: относительно каждой стороны контура выработки и произвольной точки с координатами  $(x_c, y_c)$ , которая является гео-

метрическим центром элемента в плоскости пласта, вычисляется площадь треугольника по формуле (рисунок 12):

$$S = x_1(y_2 - y_c) + x_2(y_c - y_1) + x_c(y_1 - y_2). \quad (8)$$

Если площадь треугольника положительна, то точка лежит слева от данной стороны. Если при обходе контура выработки против часовой стрелки точка с координатами  $(x_c, y_c)$  всегда лежит слева от прямой, значит она расположена внутри контура выработки. Это условие является признаком того, что конечный элемент расположен внутри выработанного пространства, и для него задаются значения модулей деформации и сдвига близкие к нулю.

Следует отметить, что высота выработки принимается равной высоте слоя, в котором расположен угольный пласт. При моделировании угольного пласта большой мощности выработанное пространство может располагаться в нескольких угольных слоях, последовательно расположенных друг за другом.

Исследование влияния угла падения угольного пласта на геомеханическое состояние угленосного массива в окрестности сопряжений горных выработок. В качестве базового варианта объекта исследования приняты горно-геологические условия и технологическая схема проведения конвейерного штрека 29-27 выемочного участка 29-27 и выемочного участка 29-29 пласта 29а ОАО «Шахта «Есаульская» (Кузбасс).

Для оценки геомеханического состояния массива горных пород проведено численное моделирование распределения горизонтальных и вертикальных смещений пород кровли при наклоне угольного пласта относительно оси ОУ в пределах 0-60° с шагом 20°. Результаты численного моделирования приведены на рисунке 13.

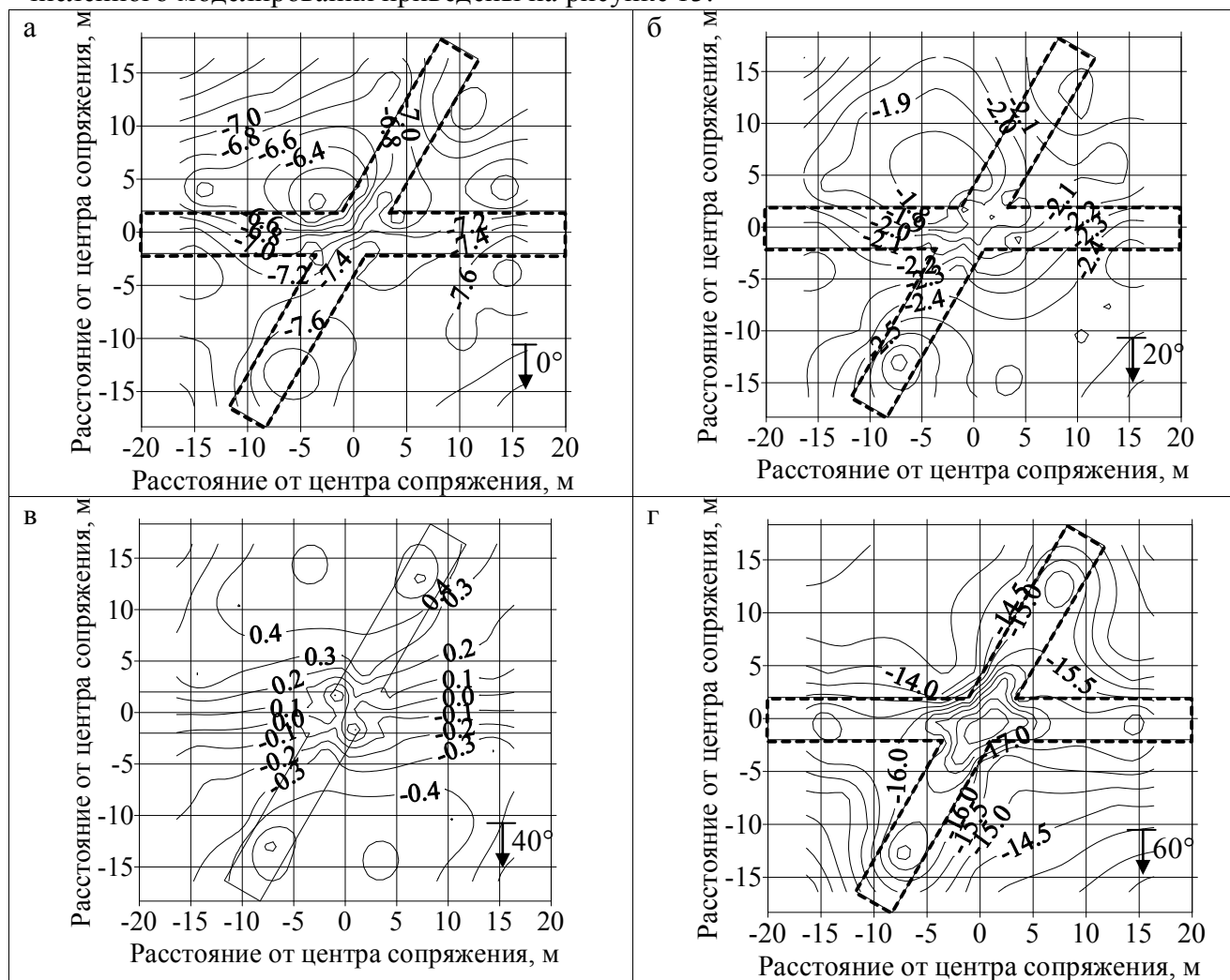


Рисунок 13 - Горизонтальные смещения пород нижнего слоя непосредственной кровли по оси ОУ (мм)

На основании проведенных численных экспериментов установлены следующие закономерности:

- изменение угла падения пласта приводит к асимметричному характеру распределения смещений в виде изолиний круговой или эллиптической формы с наклоном оси в сторону линии падения пласта и к увеличению смещений пород почвы и кровли;
- при увеличении угла падения пласта на  $20^\circ$  смещения возрастают в 3,5 раза в сторону падения.

**Исследование влияния устойчивых угольных целиков на распределение параметров предельно-напряженного состояния угленородного массива при отработке свиты пластов.** Разработка подземным способом свит пластов приводит к образованию в толще пород нескольких зон повышенного горного давления от краевых частей массива и целиков, оставленных на соседних пластах. Определение напряжений в целиках и краевых частях угольных пластов, прилегающих к выработке, весьма важно при оценке опасности проявления горных ударов, внезапных выбросов угля, породы и газа, а также динамических проявлений горного давления. В этой связи обоснованное определение конфигурации, размеров зон повышенного горного давления и напряжений в них имеет большое практическое значение для безопасного и рационального ведения горных работ.

Для оценки влияния устойчивых угольных целиков (шириной более  $0,6l_{on}$ , где  $l_{on}$  – ширина зоны опорного горного давления) на параметры зон повышенного горного давления проводилось моделирование распределения параметров НДС при отработке выемочного столба 26-28 шахты «Абашевская» (Кузбасс) с оставлением между ним и отработанным ранее столбом 26-26 ленточного угольного целика шириной 50м (рисунок 14). Для достижения необходимой степени детализации объекта, используя метод вложенных областей, выполнялся вырез в зоне влияния угольного целика и выработанного пространства, ограниченный координатами  $100 \leq x \leq 300$ ,  $250 \leq y \leq 450$  (рисунок 14).

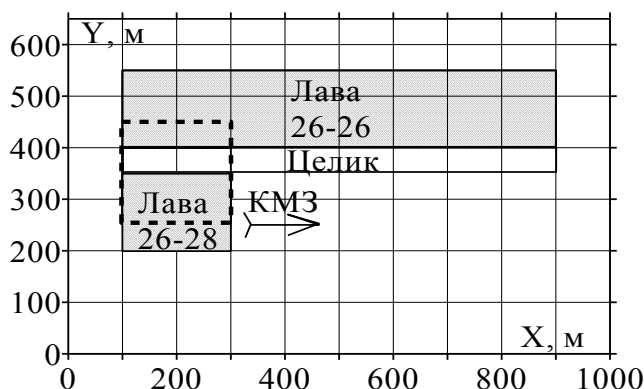


Рисунок 14 – Схема отработки выемочного поля с оставлением между выемочными столбами ленточного угольного целика

Результаты численного моделирования приведены на рисунке 15. По результатам исследований влияния целика на формирование зон повышенного горного давления установлено, что при отработке пологого пласта ( $\alpha_y=0^\circ$ ) вертикальные напряжения распределяются в угольном целике и вмещающих породах почти симметрично относительно оси целика. Максимумы вертикальных напряжений расположены у границ целика и минимум в его середине (рисунок 15а). Соответственно коэффициент концентрации вертикальных напряжений у границ целика составляет 2,8-3,0, а в середине – 1,6-1,7.

При отработке наклонного пласта ( $\alpha_y=30^\circ$ ) форма изолиний вертикальных напряжений ассиметрична относительно оси целика, а коэффициент концентрации снижается до 2,4 у границ целика и до 1,5 в его середине (рисунок 15б).

Таким образом, в устойчивом угольном целике, при увеличении угла падения пласта, вертикальные напряжения снижаются на 16-25% в краевой части целика и на 7-13% в его середине, а форма изолиний ассиметрична относительно оси целика.

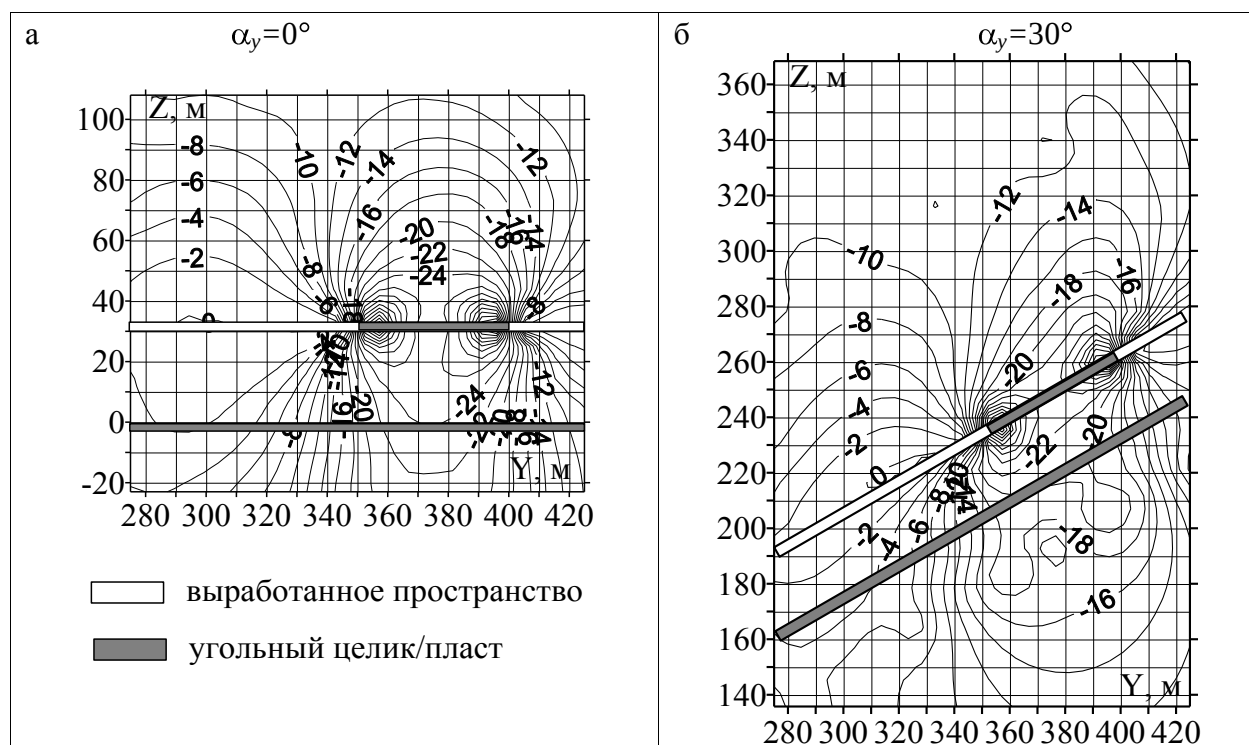


Рисунок 15 – Изолинии распределения вертикальных напряжений в зоне влияния угольного целика и выработанного пространства верхнего пласта

**Выводы.** Разработанный метод трехмерной дискретизации геомеханической модели массива горных пород, вмещающего свиту пологих или наклонных угольных пластов и систему подземных выработок, позволяет существенно повысить точность расчёта геомеханических параметров посредством последовательного выделения вложенных подобластей и определением граничных условий подобластей по методу источника уменьшать размеры конечных элементов с учетом размеров объектов систем разработки без существенного увеличения количества элементов.

Принятый в работе уровень идеализации, степень упрощений и абстракций позволяют устанавливать закономерности влияния комплекса горно-геологических и горнотехнических факторов на характер распределения напряжений и деформаций в углепородном массиве для геомеханического обеспечения систем разработки длинными столбами свиты пологих или наклонных угольных пластов шахт.

#### Список литературы

1. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок / Г.Л. Фисенко. – М.: Недра, 1976. – 272 с.
2. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна: Справочник / Г.Г. Штумпф [и др.]. – М.: Недра, 1994. – 447 с.
3. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике / А.Б. Фадеев. - М.: Недра, 1987. – 221 с.
4. Амусин Б.З. Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики / Б.З. Амусин, А.Б. Фадеев. - М.: Недра, 1975. – 144 с.
5. Зенкевич О. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред / О. Зенкевич, И. Чанг. - М.: Недра, 1974. – 240 с.
6. Морозов Е.М. Метод конечных элементов в механике разрушения / Е.М. Морозов, Г.П. Никишков. - М.: Наука, 1980. – 256 с.
7. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов / Л. Сегерлинд. – М.: Мир, 1979. – 392 с.

8. Павлова Л.Д. Моделирование геомеханических процессов в разрушаемом углеродном массиве / Л.Д. Павлова – Новокузнецк: СибГИУ 2005. – 239 с.
9. Нелинейная механика геоматериалов и геосред / П.В. Макаров [и др.]. – Новосибирск: Академическое изд-во «Гео», 2007. – 235 с.

УДК 622.23:004.942

# МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЦ ЗОН ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ГОРНОГО МАССИВА ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ЦИКЛИЧЕСКОГО ОБРУШЕНИЯ ПОРОД КРОВЛИ ПРИ ПОШАГОВОМ ДВИЖЕНИИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

*Павлова Л.Д., Фрянов В.Н.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Развитие теоретических основ геомеханики обеспечивает изучение сложных процессов деформирования и разрушения пород при техногенном воздействии на углеродный массив системы подземных выработок, положение которых изменяется во времени и пространстве, на основе анализа объемного предельно-напряженного состояния массива горных пород. Использование характеристик нелинейного и запредельного деформирования горных пород и их реологических свойств позволяет прогнозировать зоны дезинтеграции подрабатываемой углеродной толщи посредством определения остаточной прочности пород в зоне неупругих и запредельных деформаций в зависимости от соотношения действующих в массиве напряжений и предельных - на паспорте прочности.

Анализ объемного напряжённого состояния массива горных пород. Прочностные свойства и условия деформирования горных пород ограничивают области возможных видов напряженного состояния в пространстве главных напряжений  $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ . При неравномерном поле напряжений возникают касательные напряжения, величины которых также ограничиваются прочностными свойствами среды.

Объёмное напряжённое состояние в упругой модели описывается обобщенным законом Гука, связывающим компоненты линейных относительных деформаций  $\varepsilon_1, \varepsilon_2, \varepsilon_3$  с компонентами напряжений  $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$  в главных осях [1]

$$\varepsilon_1 = \frac{1}{E}[\sigma_1 - \mu(\sigma_2 + \sigma_3)], \quad \varepsilon_2 = \frac{1}{E}[\sigma_2 - \mu(\sigma_3 + \sigma_1)], \quad \varepsilon_3 = \frac{1}{E}[\sigma_3 - \mu(\sigma_1 + \sigma_2)], \quad (1)$$

где  $E$  – модуль упругости;  $\mu$  – коэффициент Пуассона.

Главные напряжения находятся как корни кубического уравнения

$$\sigma^3 - \sigma^2(\sigma_x + \sigma_y + \sigma_z) + \sigma(\sigma_x\sigma_y + \sigma_y\sigma_z + \sigma_z\sigma_x - \tau_{xy}^2 - \tau_{yz}^2 - \tau_{zx}^2) - (\sigma_x\sigma_y\sigma_z + 2\tau_{xy}\tau_{yz}\tau_{zx} - \sigma_x\tau_{yz}^2 - \sigma_y\tau_{zx}^2 - \sigma_z\tau_{xy}^2) = 0. \quad (2)$$

В случае объемного напряженного состояния все три главные напряжения  $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$  отличны от нуля, причем  $\sigma_1 \geq \sigma_2 \geq \sigma_3$ . Для решения уравнения (2) используется тригонометрический метод, согласно которому действительные корни уравнения вычисляются по формулам:

$$\sigma_1 = 2\sqrt{\frac{-p}{3}} \cos\left(\frac{\alpha}{3}\right) - \frac{a}{3}; \quad \sigma_2 = -2\sqrt{\frac{-p}{3}} \cos\left(\frac{\alpha + \pi}{3}\right) - \frac{a}{3}; \quad \sigma_3 = -2\sqrt{\frac{-p}{3}} \cos\left(\frac{\alpha - \pi}{3}\right) - \frac{a}{3}, \quad (3)$$

$$\text{где } p = \frac{-a^2}{3} + b; \quad q = 2\left(\frac{a}{3}\right)^3 - \frac{ab}{3} + c; \quad \cos\alpha = \frac{-q}{2 - \left(\frac{p}{3}\right)^3}; \quad \alpha = \arccos\left(\frac{-q}{2 - \left(\frac{p}{3}\right)^3}\right);$$



$$a = -(\sigma_x + \sigma_y + \sigma_z); b = (\sigma_x \sigma_y + \sigma_y \sigma_z + \sigma_z \sigma_x - \tau_{xy}^2 - \tau_{yz}^2 - \tau_{zx}^2);$$

$$c = -(\sigma_x \sigma_y \sigma_z + 2\tau_{xy} \tau_{yz} \tau_{zx} - \sigma_x \tau_{yz}^2 - \sigma_y \tau_{zx}^2 - \sigma_z \tau_{xy}^2) = 0;$$

$\{\sigma_x \sigma_y \sigma_z \tau_{xy} \tau_{yz} \tau_{zx}\}$  - компоненты нормальных напряжений.

Главные касательные напряжения определяются по формулам [2]:

$$\tau_{12} = \pm \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2}; \quad \tau_{23} = \pm \frac{\sigma_2 - \sigma_3}{2}; \quad \tau_{31} = \pm \frac{\sigma_3 - \sigma_1}{2}. \quad (4)$$

Из формул (4) следует, что наибольшее касательное напряжение действует по площадке, делящей пополам угол между наибольшим и наименьшим главными напряжениями. Следовательно, если величины главных напряжений удовлетворяют неравенству  $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$ , то наибольшее касательное напряжение равно полуразности наибольшего и наименьшего главных напряжений

$$\tau_{\max} = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}. \quad (5)$$

Главные площадки, соответствующие значениям напряжений  $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ , по отношению друг к другу являются взаимно перпендикулярными. Если рассмотреть площадку, которая равно наклонена к главным плоскостям, то она является площадкой результирующих напряжений или октаэдрической площадкой.

Нормальное напряжение на октаэдрической площадке равно среднему напряжению

$$\sigma_{oct} = \frac{\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3}{3}. \quad (6)$$

Касательное напряжение на октаэдрической площадке определяется по формуле

$$\tau_{oct} = \frac{1}{3} \sqrt{(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2}, \quad (7)$$

или, учитывая формулы (4),

$$\tau_{oct} = \frac{2}{3} \sqrt{\tau_{12}^2 + \tau_{23}^2 + \tau_{31}^2}.$$

В теории пластичности доказано, что наступление пластического состояния зависит от достижения октаэдрическим касательным напряжением некоторого определенного предельного значения [2]. Поэтому зоны сжатия и растяжения угля и пород в окрестности горной выработки можно определить на основе нормальных октаэдрических напряжений:  $\sigma_{oct} > 0$  соответствует зоне сжатия, а  $\sigma_{oct} < 0$  – зоне растяжения (рисунок 1).

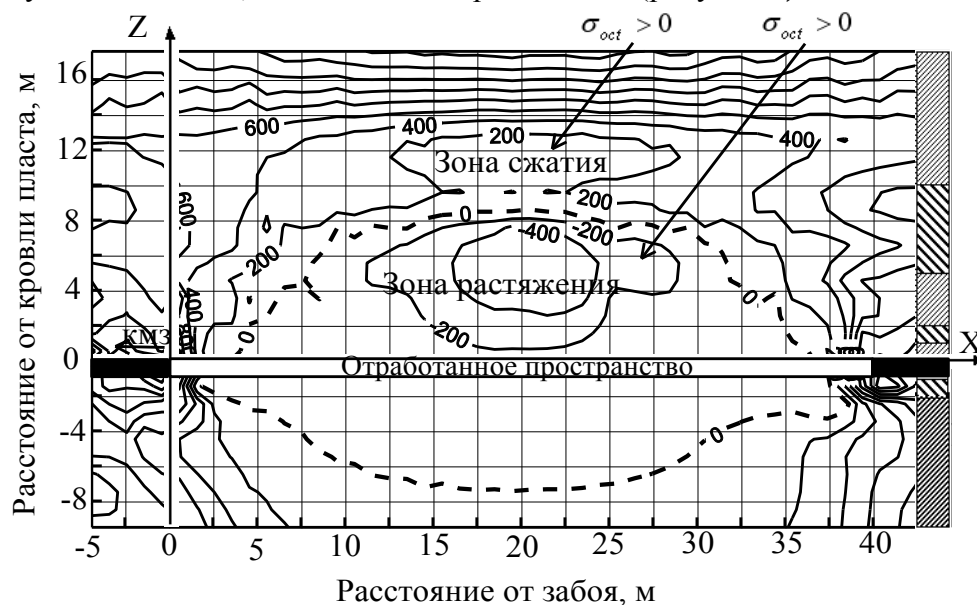


Рисунок 1 – Нормальные октаэдрические напряжения в окрестности горной выработки, т/м<sup>2</sup>

**Разработка метода определения границ зон дезинтегрированных пород слоистого горного массива.** Деформирование горных пород может быть описано линейно-упругой моделью лишь до определенного уровня напряжений, за пределами которого линейная связь напряжений и деформаций нарушается. На рисунке 2 приведена диаграмма деформирования горных пород при испытании на сжатие [3], на которой выделено три характерных участка: упругого, упруго-нелинейного и запредельного деформирования.

В зоне упругих деформаций горные породы в целом сохраняют свою структуру и свойства, поэтому, до некоторых величин напряжений  $\sigma_y$  и деформаций  $\varepsilon_y$ , определяющих предел упругости, между ними существует линейная связь. Модуль упругости в этой зоне остается постоянным.

В зоне необратимых деформаций в породах происходит перемещение структурных блоков по линеаментам, раскрытие микро- и макротрещин, поэтому деформирование пород характеризуется нелинейной связью между  $\sigma$  и  $\varepsilon$  и уменьшением секущего модуля деформаций ( $E_d = \frac{\sigma}{\varepsilon}$ ).

В зоне запредельного деформирования, когда напряжения достигнут предела прочности породы  $\sigma_{сж}$ , деформирование сопровождается снижением сопротивления пород вследствие деструкции массива, формирования макротрещин, перемещения и поворота блоков по линеаментам и, как следствие, изменением механических свойств пород и прогрессирующего разрушения. Эти процессы подтверждаются экспериментально спадом нагрузки на диаграмме «напряжения-деформации». Секущий модуль деформаций в предельной точке  $B$  достигает некоторого значения  $E_{дпр}$  и уменьшается в зоне запредельных деформаций (рисунок 2).

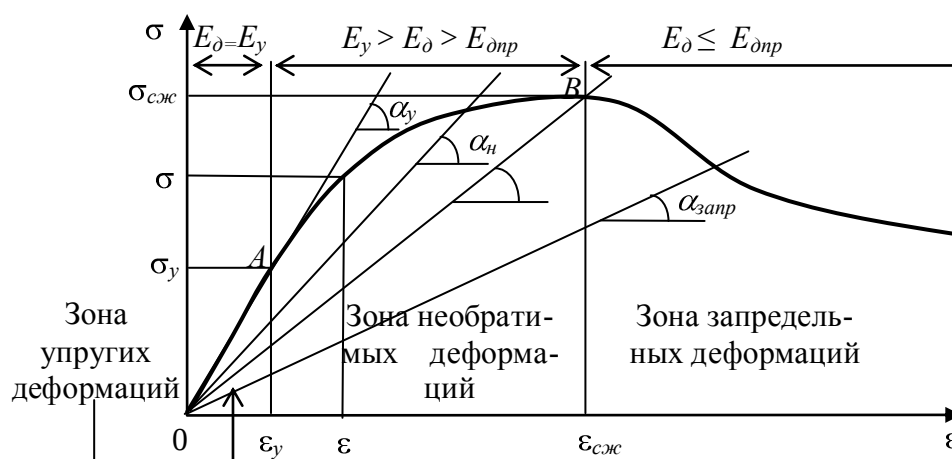


Рисунок 2 - Диаграмма «напряжения – деформации» при испытании на сжатие

В горном массиве, в зависимости от напряжённо-деформированного состояния и природных свойств горных пород, положения исследуемого участка горного массива относительно контура выработки могут одновременно существовать все три характерные области. Например, в окрестности горных выработок, где максимальные деформации наблюдаются вблизи контура выработки, образуются следующие области:

- примыкающая к контуру выработки область запредельных деформаций, интенсивной дезинтеграции и разрушения горных пород; в этой зоне в горной практике принято оценивать состояние пород остаточной прочностью и техногенной пористостью;
- следующая за ней в глубь массива область необратимых деформаций с постепенно возрастающей прочностью горных пород и уплотнением структурных блоков за счёт закрытия трещин (зона опорного горного давления);
- в глубине массива породы находятся в состоянии естественного состояния и деформируются упруго.

В зоне упругих деформаций значение секущего модуля деформаций равно значению модуля упругости.

Для вычисления секущего модуля деформаций в зоне необратимых деформаций нелинейный участок диаграммы можно аппроксимировать кривой второго порядка

$$\sigma = a\varepsilon^2 + b\varepsilon. \quad (8)$$

Коэффициенты  $a$  и  $b$  определяются из системы уравнений:

$$\begin{cases} \sigma_y = a\varepsilon_y^2 + b\varepsilon_y \\ \sigma_{сж} = a\varepsilon_{сж}^2 + b\varepsilon_{сж}, \end{cases} \quad (9)$$

где  $\sigma_y$  – упругое предельное напряжение;  $\sigma_{сж}$  – предел прочности пород при сжатии в точке  $B$  (рисунок 2);  $\varepsilon_{сж}$  – предельная деформация пород в точке  $B$  (рисунок 2).

Если обозначить модуль деформации в предельной точке  $E_{дпр}$  ( $E_{дпр} = \frac{\sigma_{сж}}{\varepsilon_{сж}}$ ), а модуль упругости  $E_y$  ( $E_y = \frac{\sigma_y}{\varepsilon_y}$ ), тогда коэффициенты системы (9) можно записать следующим образом:

$$\begin{aligned} a &= \left( \frac{\sigma_{сж}}{\varepsilon_{сж}} - \frac{\sigma_y}{\varepsilon_y} \right) \frac{1}{\varepsilon_{сж} - \varepsilon_y} = \frac{E_{дпр} - E_y}{\varepsilon_{сж} - \varepsilon_y}; \\ b &= \frac{\sigma_y}{\varepsilon_y} - \left( \frac{\sigma_{сж}}{\varepsilon_{сж}} - \frac{\sigma_y}{\varepsilon_y} \right) \frac{\varepsilon_y}{\varepsilon_{сж} - \varepsilon_y} = E_y - \frac{E_{дпр} - E_y}{\varepsilon_{сж} - \varepsilon_y} \varepsilon_y. \end{aligned} \quad (10)$$

После подстановки коэффициентов (10) в формулу (9), уравнение участка диаграммы в зоне необратимых деформаций будет иметь следующий вид

$$\sigma = \frac{E_{дпр} - E_y}{\varepsilon_{сж} - \varepsilon_y} \varepsilon^2 + \left( E_y - \frac{E_{дпр} - E_y}{\varepsilon_{сж} - \varepsilon_y} \varepsilon_y \right) \varepsilon. \quad (11)$$

Одним из параметров, характеризующих площадь зоны упругих деформаций на диаграмме «напряжения – деформации» (рисунок 2), является коэффициент хрупкости  $k_{xp}$  [4].

Если предположить, что  $k_{xp} = \left( \frac{\varepsilon_y}{\varepsilon_{сж}} \right)^m$ , где  $m$  – эмпирический коэффициент, тогда уравнение (11) при  $m = 1$  можно представить в виде

$$E_\partial = \frac{E_{дпр} - E_y}{\varepsilon_{сж}(1 - k_{xp})} (\varepsilon - \varepsilon_y) + E_y. \quad (12)$$

Пусть  $E_\partial = E_y k_{xp}^n$ , где  $n$  – эмпирический коэффициент. Тогда, учитывая, что

$$\varepsilon_y = \frac{\sigma_{сж} k_{xp}}{E_y}; \quad \varepsilon_{сж} = \frac{\sigma_{сж}}{E_y k_{xp}},$$

уравнение (12) будет иметь следующий вид

$$E_\partial = E_y \left( 1 - \frac{k_{xp}(1 - k_{xp}^n)}{\sigma_{сж}(1 - k_{xp})} (\varepsilon E_y - \sigma_{сж} k_{xp}) \right), \quad \varepsilon_y < \varepsilon < \varepsilon_{сж}. \quad (13)$$

Секущий модуль деформаций в зоне запредельных деформаций вычисляется с учетом остаточной прочности пород по формуле

$$E_\partial = k_p E_y, \quad (14)$$

где  $k_p$  – коэффициент остаточной прочности угля или породы.

Для описания предельных поверхностей, ограничивающих области прочности при неравномерном сжатии горных пород, в геомеханике используются критерии Треска, Мизеса, Кулона, и др. Использование этих критериев позволяет прогнозировать границы зон дезинтегрированных пород на основе анализа объемного напряженного состояния слоистого угле-

породного массива. В данной работе коэффициент остаточной прочности породы предлагается вычислять на основе обобщенного критерия Кулона-Мизеса [5].

Полагая, что при трехосном напряженном состоянии главные напряжения  $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$  являются равноправными, критериальные уравнения Кулона определяют в пространстве шесть плоскостей, которые образуют шестигранную пирамиду (рисунок 3)

$$\sigma_i = \sigma_c + \sigma_j \operatorname{ctg} \delta; \operatorname{ctg} \delta = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}; i, j = 1, 2, 3 \quad (i \neq j); \quad (15)$$

где  $\sigma_c$  – предел прочности пород при одноосном сжатии;  $\varphi$  – угол внутреннего трения.

В области растяжения шестигранную пирамиду венчает трехгранная пирамида, сформированная тремя плоскостями (рисунок 3)

$$\sigma_i = \sigma_p, \quad i = 1, 2, 3, \quad \sigma_p < 0, \quad (16)$$

где  $\sigma_p$  – предел прочности пород при растяжении.

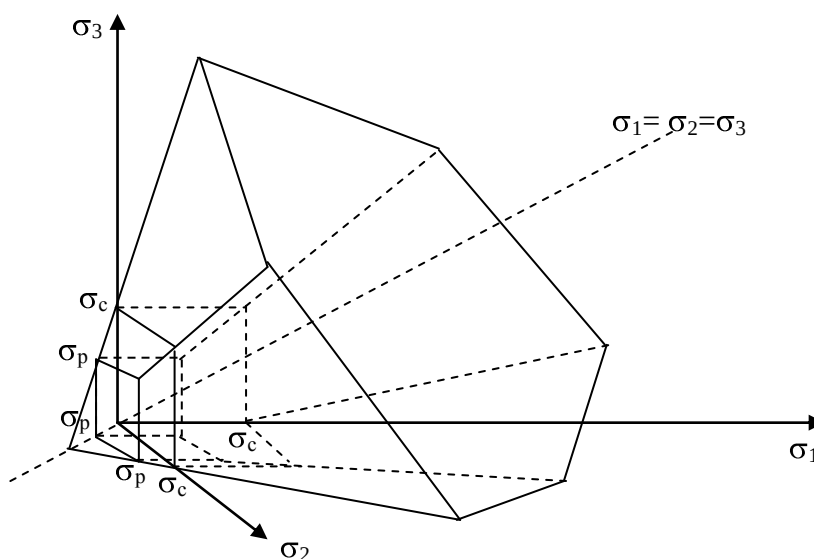


Рисунок 3 – Графическое изображение предельных поверхностей пирамиды Кулона в пространстве главных напряжений [5]

В сечении шестигранной пирамиды плоскостью  $\sigma_1 = \sigma_2$ , проходящую через ось  $\sigma_3$  и гидростатическую ось, углы наклона верхнего и нижнего ребер пирамиды  $\alpha$  и  $\beta$  определяются соответственно по формулам:

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{\sqrt{2} C \operatorname{ctg} \varphi}{\sigma_c + C \operatorname{ctg} \varphi}; \quad \operatorname{tg} \beta = \frac{C \operatorname{ctg} \varphi}{\sqrt{2} (\sigma_c + C \operatorname{ctg} \varphi)}, \quad (17)$$

где  $C$  – сцепление.

Следует отметить, что в случае объемного напряженного состояния, для определения границ зоны нарушенных пород, т.е. нахождения конечного элемента вне пирамиды Кулона, требуется шестикратная проверка главных трех напряжений в зоне сжатия и трехкратная – в зоне растяжения для каждого конечного элемента. Поэтому в настоящей работе предлагается аппроксимировать шестигранную пирамиду Кулона конусом. Критерий подобного вида является обобщенным критерием Кулона-Мизеса [5]. Для конуса, вершина которого совпадает с вершиной шестигранной пирамиды Кулона и угол раскрытия которого равен углу раскрытия пирамиды (9), обобщенный критерий Кулона-Мизеса будет иметь вид:

$$\begin{cases} \tau_{oct} = (C \operatorname{ctg} \varphi + \sigma_{oct}) \operatorname{tg} \left[ \frac{\pi}{4} - \frac{\alpha + \beta}{2} \right]; \\ \sigma_{oct} = \sigma_p. \end{cases} \quad (18)$$

По результатам сравнения напряженного состояния пород в конечных элементах относительно предельной поверхности конуса коэффициент остаточной прочности породы в элементе определяется следующим образом:

$$k_p = \begin{cases} \frac{\tau_{oct}^{пред}}{\tau_{oct}}, & \text{если } \sigma_{oct} \leq \sigma_p \\ \frac{\sigma_{oct}^{пред}}{\sigma_{oct}}, & \text{если } \sigma_{oct} > \sigma_p, \end{cases} \quad (19)$$

где  $\tau_{oct}^{пред}$  и  $\sigma_{oct}^{пред}$  – предельные октаэдрические напряжения, вычисленные по критерию Кулона-Мизеса.

Результаты определения зоны дезинтегрированных пород кровли при камерной системе разработки пласта, полученные на основе обобщенного критерия Кулона-Мизеса, приведены на рисунке 4. Граница зоны поврежденных пород соответствует изолинии, имеющей значение коэффициента остаточной прочности  $k_p = 1$ , так как в этом случае напряжение породы в элементах достигает предельного значения.



Рисунок 4 – Зона дезинтегрированных пород кровли на основе обобщенного критерия Кулона-Мизеса

**Изменение во времени прочностных и деформационных свойств горных пород в зоне влияния выработанного пространства.** При прогнозировании геомеханических процессов в зоне сдвижения углепородного массива необходимо учитывать фактор времени, так как прочностные и деформационные характеристики горных пород зависят от скорости приложения нагрузки и от длительности их нахождения под нагрузкой. Интенсивность (скорость) деформирования горных пород и элементов крепи выработок, рост давления на крепь очистных и подготовительных выработок зависят не только от горнотехнических условий, но и от продолжительности процессов ползучести и релаксации горных пород.

Горные породы обладают реологическими свойствами, т.е. способностью деформироваться во времени под действием постоянной нагрузки (ползучесть), снижать напряжение при постоянной деформации (релаксация) и изменять прочность при длительном действии постоянной нагрузки или при изменении скорости деформирования (длительная прочность). Более интенсивно реологические процессы протекают в слабых горных породах и породах средней прочности (глины, слабоцементированные песчаники, аргиллиты, алевролиты, уголь и др.).

Наиболее важными показателями реологических свойств горных пород являются:

- показатель ползучести и пластичности при одноосном и объемном сжатии ( $\delta$  и  $\alpha$ );
- предел длительной прочности при одноосном сжатии ( $\sigma_{сж}$ );

- показатели длительной объемной прочности: сцепление ( $C$ ) и угол внутреннего трения ( $\varphi$ );
- время релаксации ( $\tau$ ).

Для описания механизма ползучести используются структурные модели Максвелла, Кельвина, Сен-Венана и др. Теория ползучести включает в себя статические и кинематические уравнения, а также соответствующие им физические уравнения, получаемые на основании испытаний пород, в которые входят функции времени.

Довольно широкое применение для описания процесса деформирования горных пород во времени нашла теория линейной наследственной ползучести. Наследственность как свойство реальных материалов характеризуется зависимостью деформаций ползучести от всей предыдущей истории деформирования. Общий закон линейного деформирования можно записать в следующей форме [6]

$$\dot{\varepsilon}(t) = \frac{\dot{\sigma}(t) + \int_0^t L(t, \tau) \sigma(\tau) d\tau}{E}, \quad (20)$$

где  $\varepsilon(t)$ ,  $\sigma(t)$  – деформация и напряжение в момент времени  $t$ ;  $E$  – модуль упругости;  $L(t, \tau)$  – ядро интегрального уравнения.

При использовании в уравнении линейно-наследственной ползучести (20) степенного (абелевого) ядра вида

$$L(t - \tau) = \delta(t - \tau)^{-\alpha},$$

закон деформирования образца горной породы при длительно действующей постоянной нагрузке имеет вид

$$\varepsilon(t) = \frac{\sigma}{E} \left( 1 + \frac{\delta t^{1-\alpha}}{1-\alpha} \right), \quad (21)$$

где  $\delta$  и  $\alpha$  ( $0 < \alpha < 1$ ) – характеристики ползучести, получаемые экспериментально.

Уравнение (20) обеспечивает линейную связь напряжений и деформаций при одинаковой длительности нагружения постоянной нагрузкой.

По результатам анализа данных о реологических свойствах пород, на основе теории линейно-наследственной ползучести для основных пород угленосных толщ установлены следующие корреляционные зависимости между коэффициентом ползучести и модулем упругости [7]:

$$\delta = \begin{cases} 4,73 \cdot 10^{-3} - 6,9 \cdot 10^{-9} \cdot E, & \text{аргиллиты} \\ 6,55 \cdot 10^{-3} - 1,39 \cdot 10^{-9} \cdot E, & \text{алевролиты} \\ 3,36 \cdot 10^{-3} - 0,56 \cdot 10^{-9} \cdot E, & \text{песчанники} \\ 4,73 \cdot 10^{-3} - 6,9 \cdot 10^{-9} \cdot E, & \text{угли.} \end{cases} \quad (22)$$

Коэффициент  $\alpha$ , учитывающий трещиноватость угольного массива и другие факторы, также определяется экспериментально ( $\alpha=0,4-0,9$ ) в зависимости от коэффициента крепости и расстояния между трещинами.

В задачах механики подземных сооружений, в которых граничные условия и объемные силы являются не зависящими от времени, в работе [8] обоснована замена интегральных операторов, используемых в теории линейно-наследственной ползучести, переменными модулями. Согласно методу переменных модулей, влияние времени учитывается путем замены деформационных характеристик массива временными функциями. В частности, модуль деформации пород  $E(t)$  можно представить как некоторую функцию времени

$$E(t) = \frac{E}{1 + \varphi(t)}, \quad (23)$$

где  $\varphi(t)$  - функция ползучести горных пород, учитывающая изменение свойств угольного массива во времени  $\varphi(t) = \frac{\delta t^{1-\alpha}}{1-\alpha}$ .

Функции времени для коэффициента Пуассона ( $\nu$ ) и модуля сдвига ( $G$ ) имеют вид:

$$\nu(t) = 0,5 - \frac{0,5 - \nu}{1 + \varphi(t)}; \quad G(t) = G \left[ 1 + \frac{3\varphi(t)}{2(1 + \nu)} \right]^{-1}. \quad (24)$$

Следует отметить, что метод переменных модулей предполагает замену деформационных характеристик временными функциями для всего углепородного массива, однако изменение свойств во времени необходимо учитывать только в зоне влияния горной выработки. Поэтому для того, чтобы учитывать функции времени только в зоне влияния выработки, используя октаэдрические касательные напряжения, вычисляемые через компоненты нормальных напряжений по формуле [2]

$$\tau_{oct} = \frac{\sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_y - \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_x)^2 + 6(\tau_{xy}^2 + \tau_{yz}^2 + \tau_{zx}^2)}}{3}, \quad (25)$$

определяется коэффициент концентрации октаэдрических касательных напряжений

$$k_\tau = \frac{\tau_{oct}}{\tau_{oct}^0}, \quad k_\tau \geq 1, \quad (26)$$

где  $\tau_{oct}$  – октаэдрические касательные напряжения в массиве, вмещающем горную выработку, вычисленные по формуле (25) через компоненты нормальных напряжений  $\{\sigma_x \sigma_y \sigma_z \tau_{xy} \tau_{yz} \tau_{zx}\}$ ;  $\tau_{oct}^0$  – октаэдрические касательные напряжения в нетронутом массиве, вычисленные через компоненты нормальных напряжений  $\{\sigma_x^0 \sigma_y^0 \sigma_z^0 \tau_{xy}^0 \tau_{yz}^0 \tau_{zx}^0\}$  по формуле (25).

Тогда модуль деформации угля и пород в каждом конечном элементе, в зависимости от степени влияния на него выработанного пространства, с учетом (26), изменяется следующим образом

$$E(t) = \frac{E}{1 + \varphi(t) (k_\tau - 1)^2}. \quad (27)$$

Таким образом, изменение свойств угля и пород позволяет учесть влияние функции времени при вычислении параметров НДС массива горных пород и определении границ зоны обрушения горных пород.

**Моделирование циклического обрушения пород кровли при пошаговом движении очистного забоя.** Экспериментальными исследованиями подтверждена гипотеза послойно-блочной дезинтеграции подработанных породных слоёв и плит. Согласно этой гипотезе в зависимости от горно-геологических условий смещение пород кровли в окрестности горных выработок происходит в виде расслоения и последующего послойного сдвижения, ступенчатого опускания блоков по пересекающим слою трещинам, а также плавного опускания в виде структурно упакованных блоков. При этом система релаксирует в два основных этапа: накопления микроскопических повреждений и деструкции пород за счёт сдвига природных блоков по линеаментам и частичного раскрытия трещин между природными блоками [9, 16].

Второй этап наступает при достижении некоторого интегрального предела мезо- и макроразрушений (см. зону необратимых деформаций на рисунке 2). Поэтому для моделирования процесса обрушения пород кровли при движении очистного забоя необходимо использовать механизм накопления микро, мезо и макроскопических повреждений и определения критического значения предела дезинтеграции горных пород, позволяющего выделить границу зоны обрушившихся пород.

Механизм последовательного накопления повреждений и обрушения пород кровли моделируется следующим образом. На каждом шаге подвигания очистного забоя в конечных элементах:

– изменяется модуль деформации угля и пород с учетом функции времени, в зависимости от степени влияния выработанного пространства по формуле (27);

– анализируется изменение параметров объемного НДС массива горных пород на основе обобщенного критерия Кулона-Мизеса и вычисляется коэффициент остаточной прочности пород по формуле (19);

– последовательно накапливаются повреждения в породах путем вычисления секущего модуля деформации;

– устанавливается бесконечно малое значение модуля деформации в тех элементах, в которых накопленные повреждения превысили предельное значение.

Существуют различные процедуры определения НДС массива горных пород с нелинейными характеристиками: варьируемой жесткости, начальных напряжений, начальных деформаций [3]. При решении нелинейных задач методом конечных элементов осуществляются несколько последовательных решений упругих задач заданной области с изменяемыми параметрами.

В данной работе предлагается способ модификации матриц жесткости элементов в зависимости от механических свойств слоистого горного массива, и секущих характеристик, связывающих полные напряжения и деформации [11].

Матрица жесткости идеально упругого материала (D) при фиксированном модуле упругости (E) определяется по формуле [10]

$$D = \frac{E}{(1+\mu)(1-2\mu)} \begin{bmatrix} 1-\mu & \mu & \mu & 0 & 0 & 0 \\ \mu & 1-\mu & \mu & 0 & 0 & 0 \\ \mu & \mu & 1-\mu & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & \frac{1-2\mu}{2} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{1-2\mu}{2} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{1-2\mu}{2} \end{bmatrix}, \quad (28)$$

где  $\mu$  – коэффициент Пуассона.

Реальный массив осадочных горных пород в силу особенностей его формирования имеет, как правило, слоистое строение. При этом если механические свойства отдельных слоёв разные, то и матрицы жесткости материалов для элементов, расположенных в этих слоях, различаются.

Для заданного модуля упругости по слоям матрица жесткости будет иметь вид

$$D_i = D(E_i), \quad (29)$$

где  $E_i$  – модуль упругости  $i$ -го слоя,  $i = 1, N_c$ ;  $N_c$  – количество слоёв.

Тогда локальные матрицы жесткости конечных элементов, в зависимости от их принадлежности к угольному пласту или породному слою с заданным начальным модулем упругости, описываются соотношениями:

$$D_{ij} = D(E_{ij}), \quad (30)$$

где  $j$  – номер элемента,  $j = 1, N$ ;  $N$  – количество элементов.

При упругом решении, используя локальные матрицы жесткости конечных элементов (30), строится глобальная матрица жесткости и решается система уравнений с использованием стандартных процедур МКЭ [13-15] для определения параметров объемного НДС углепородного массива, вмещающего свиту пологих или наклонных пластов.

Под нагрузкой необратимые деформации в элементах свидетельствуют о нелинейной упругости, связанной с напряжениями нелинейными соотношениями. В этом случае, на основе анализа полученных при упругом решении параметров объемного НДС углепородного



массива, матрицы жесткости конечных элементов модифицируются с учетом деформированного состояния горных пород в зоне влияния системы горных выработок.

Для каждого элемента значение секущего модуля деформации  $E_{\delta ij}$  в зависимости от состояния породы в  $i$ -том слое  $j$ -того конечного элемента вычисляется следующим образом:

$$E_{\delta ij} = \begin{cases} E_{ij} \text{ в зоне упругих деформаций} \\ \text{по формуле (13) в зоне необратимых деформаций} \\ \text{по формуле (14) в зоне предельных деформаций} \end{cases} \quad (31)$$

Тогда локальная матрица жесткости конечного элемента, с учётом необратимых и предельных деформаций, будет иметь вид:

$$Dc_{ij} = D(E_{\delta ij}). \quad (32)$$

При нелинейном решении, используя локальные матрицы жесткости конечных элементов (32), строится глобальная матрица и повторно решается система уравнений для определения перемещений в узлах элементов и параметров объемного НДС массива горных пород, вмещающего свиту угольных пластов.

Следует отметить, что процесс обрушения пород кровли носит циклический характер: можно выделить первичный цикл и циклы вторичных осадок. При ограниченных размерах области исследования цикличность процесса обрушения моделируется следующим образом:

- выполняется пошаговое продвижение очистного забоя до первичного обрушения пород основной кровли;
- осуществляется переход к новой системе координат путем параллельного сдвига по оси ОХ (по направлению движения очистного забоя) на границу разрушенных пород;
- выполняется последующее движение очистного забоя и обрушение пород при вторичных осадках кровли.

Характер развития процесса разрушения оказывает существенное влияние на распределение напряжений вблизи выработок. До первичного обрушения пород кровли на границе угольного массива наблюдается увеличение вертикальных напряжений (рисунок 4). После первичного обрушения пород кровли напряжения в угольном массиве снижаются на 30-40%.

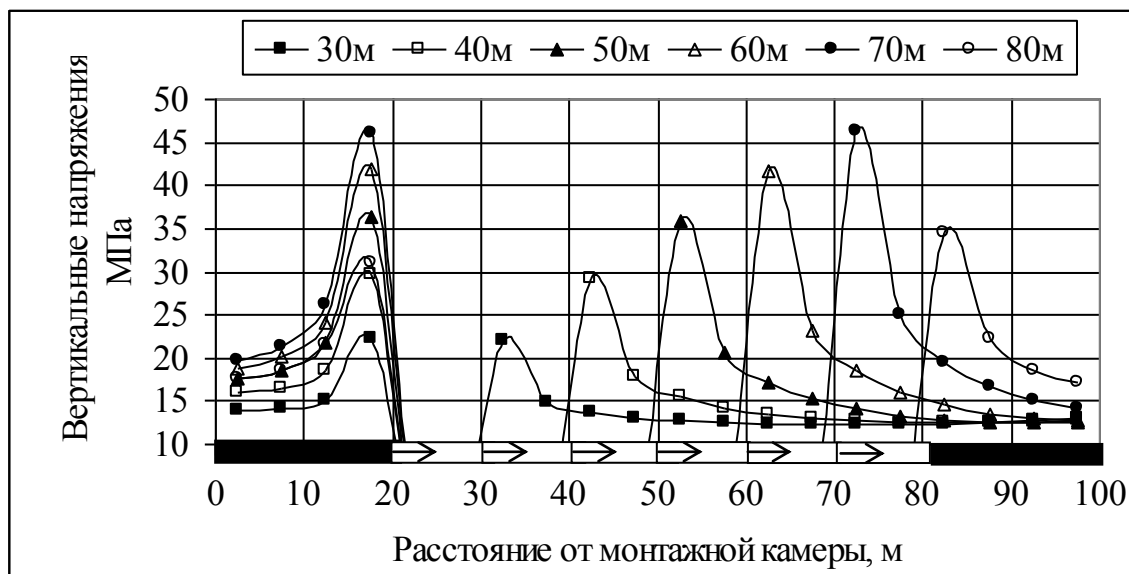


Рисунок 4 – Графики распределения вертикальных напряжений в угольном пласте с учетом функции времени при пошаговом движении очистного забоя

Полученные результаты моделирования по характеру процесса разрушения горных пород и величине максимальных напряжений качественно соответствуют данным натурных наблюдений по распределению напряжений в угольном массиве.

Таким образом, алгоритм последовательного накопления повреждений в породах слоистого горного массива с учетом перехода пород из упругого в нелинейное объемное напряженное состояние и пространственно-временного изменения положения системы выработок позволяет моделировать пошаговое движение очистного забоя и циклическое обрушение пород кровли при подземной отработке свиты пластов.

Разработанный алгоритм и пакет компьютерных программ апробирован на практике при выполнении хоздоговорных работ, результаты исследований используются при проектной проработке вариантов развития горных работ (шахты «Полосухинская», «Юбилейная», «Осинниковская», «Алардинская» и др. в Кузбассе).

Пакет программ в рамках научной школы, возглавляемой авторами статьи, постоянно модифицируется и развивается в диссертациях аспирантов и соискателей Сибирского государственного индустриального университета.

В рамках научной школы по проблемам геомеханики проводятся исследования по следующим направлениям:

- разработка методики прогноза геомеханических параметров выемочных полей и участков угольных шахт на стадии разработки проектной документации;
- разработка системы прогноза предаварийных ситуаций и профилактики аварий и инцидентов по результатам расчёта параметров геомеханических процессов;
- создание геоинформационной системы оперативного управления геомеханическими и газодинамическими процессами с использованием разработанных алгоритмов и программ и ретроспективной информации, получаемой при оперативном мониторинге геомеханических, газодинамических и технологических процессов угольных шахт;
- разработка алгоритмов и программ прогноза параметров газового коллектора при отработке свиты угольных пластов несколькими взаимодействующими очистными забоями;
- развитие и адаптация метода конечных элементов к условиям современного горного производства;
- развитие метода подвижных клеточных автоматов для моделирования физико-химических и газодинамических процессов в наноразмерных системах горных пород;
- развитие теоретических основ и разработка прикладных программ математического описания процессов деформирования нелинейного иерархически организованного блочного углепородного массива.

Авторы приглашают к сотрудничеству и продолжению исследований для решения актуальных научно-практических проблемам горной геомеханики и газодинамики.

#### Список литературы

1. Филин А.П. Прикладная механика твердого деформируемого тела / А.П. Филин. Т.1. - М.: Наука, 1975. - 832 с.
2. Безухов Н.И. Основы теории упругости, пластичности и ползучести / Н.И. Безухов. - М.: Высшая школа, 1968. - 512 с.
3. Амосин Б.З. Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики / Б.З. Амосин, А.Б. Фадеев. - М.: Недра, 1975. - 144 с.
4. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна: Справочник / Г.Г. Штумпф [и др.]. - М.: Недра, 1994. - 447 с.
5. Прочность и деформируемость горных пород / Ю.М. Карташов [и др.]. - М.: Недра, 1979. - 269 с.
6. Ержанов Ж.С. Теория ползучести горных пород и ее приложения / Ж.С. Ержанов. - Алма-ата: Наука, 1964. - 173 с.
7. Амосин Б.З. Корреляционные зависимости реологических свойств основных углевмещающих пород и угля от модуля упругости / Б.З. Амосин, Н.Н. Карелин // Устойчивость и крепление горных выработок. - Л.: ЛГИ, 1976. - Вып. 3. - С. 78 - 82.

8. Амусин Б.З. Об использовании переменных модулей для решения одного класса задач линейной наследственной ползучести / Б.З. Амусин, А.М. Линьков // Известия АН СССР. Механика твердого тела. – 1974. – №6. – С. 162 - 166.
9. Зборщик М.П. Механизм зонального разрушения горных пород вокруг технологических выработок / Л.С. Метлов, А.Ф. Морозов // 8 Всероссийский съезд по теоретической и прикладной механике. - Екатеринбург: УрО РАН, 2001. – С. 272 - 273.
10. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике / А.Б. Фадеев. - М.: Недра, 1987. – 221 с.
11. Павлова Л.Д. Моделирование геомеханических процессов в разрушаемом углеродном массиве / Л.Д. Павлова – Новокузнецк: СибГИУ 2005. – 239 с.
12. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок / Г.Л. Фисенко. – М.: Недра, 1976. – 272 с.
13. Зенкевич О. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред / О. Зенкевич, И. Чанг. - М.: Недра, 1974. – 240 с.
14. Морозов Е.М. Метод конечных элементов в механике разрушения / Е.М. Морозов, Г.П. Никишков. - М.: Наука, 1980. – 256 с.
15. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов / Л. Сегерлинд. – М.: Мир, 1979. – 392 с.
16. Нелинейная механика геоматериалов и геосред / П.В. Макаров [и др.]. – Новосибирск: Академическое изд-во «Гео», 2007. – 235 с.

УДК 622.681.53

## ПРОХОДЧЕСКО-ОЧИСТНОЙ ГИДРАВЛИЧЕСКИЙ МЕХАНИЗИРОВАННЫЙ КОМПЛЕКС

<sup>1</sup>*Сенкус Вал.В., <sup>1</sup>Фрянов В.Н., <sup>2</sup>Стефанюк Б.М., <sup>2</sup>Сенкус В.В.*

*1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*2 - Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Опыт внедрения гидравлической технологии добычи угля показал, что в сложных горно-геологических условиях, особенно для разработки пластов с крутым и крутонаклонным залеганием пластов, не существует в настоящее время альтернативной технологии, имеющей высокие технико-экономические показатели.

Наиболее эффективные технологии, технические средства и комплексы описываются в работах [1-5], к которым относятся способы разработки пластов с применением гидромеханизации, струги, комбайны, механизированные комплексы, передвижные проходческие крепи.

В настоящей работе поставлена задача разработки короткозабойного механизированного комплекса (рисунок 1-3) совмещающего процессы проведения горных выработок и выемки горной массы.

Проходческо-очистной гидравлический механизированный комплекс при проходке подготовительных выработок последовательно передвигает секции механизированной крепи 1, после шага нарезки горной выемки гидромонитором 2, вынося крепление горной выработки из рабочей зоны гидромонитора. Отбитая при проходке горная масса вместе с водой (пульпа) 3 формируется в проходческом забое и по направляющим 4 перепускается в желоб 5 и/или на почву горной выработки 6, по которым пульпа 3 транспортируется до обезвоживающей установки.

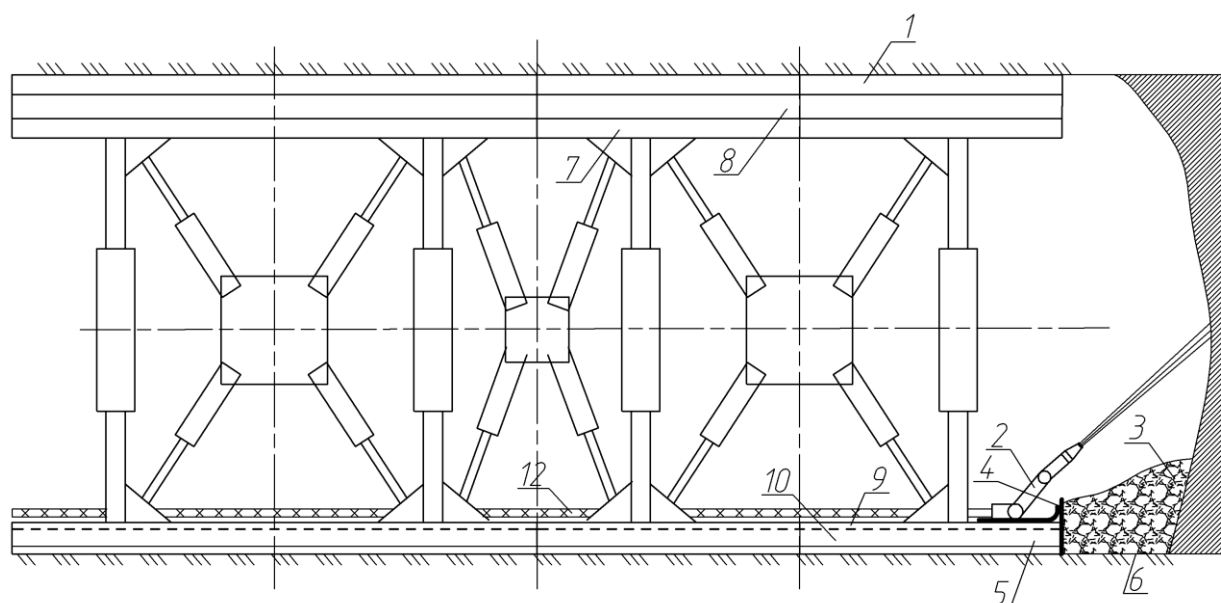


Рисунок 1 - Проходческо-очистной гидравлический механизированный комплекс (вид сбоку)

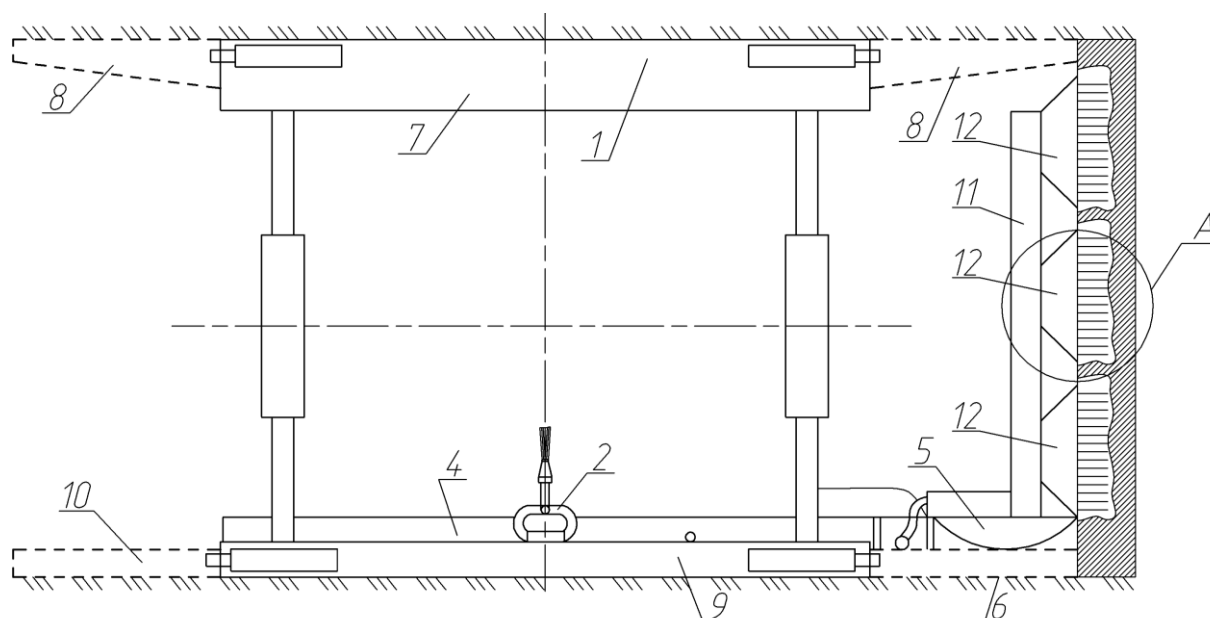


Рисунок 2 - Проходческо-очистной гидравлический механизированный комплекс (вид с торца)

Механизированная крепь после проходки занимает фронтальное положение по отношению к выемочному столбу горного массива, а для безопасного ведения очистных работ секция механизированной крепи имеет плоский верхняк 7 по ширине крепи и выпускаемые гидравлически в обе стороны козырьки 8 и основание 9 с выпускаемыми горизонтально гидравлически в обе стороны подушками 10, которые служат у верхняка со стороны забоя для предотвращения вывалов кровли в забой, а у основания - для монтажа желоба 5, на который устанавливают гидравлический струг 11, а с другой стороны козырек и подушка служат для подвигания секций крепи при очистных работах; гидромонитор 2 для ведения проходческих работ устанавливают по середине основания первой секции крепи и и/или подвижно на рамах секции в центре крепи, к которому подводят по гибкому высоконапорному трубопроводу воду от высоконапорного насоса, а перед секцией устанавливают направляющие 4 для отвода пульпы в желоб 5; гидравлический

струг 11 с режущими органами 12, имеющими форму обратного усеченного конуса с основанием, обращенным к забою, и в сечении эллипсовидную форму, могут поворачиваться на  $90^\circ$  и снабжены насадками 13 для формирования тонких гидравлических струй диаметром 3-5 мм и давлением 30-50 МПа, расположенными на режущем органе в 6-8 рядов под углами наклона  $15-60^\circ$  встречно к горному массиву для его резания при возвратно-поступательном движении струга вдоль очистного забоя. При движении вперед работает одна половина насадков, а назад – другая. Энергомодуль, установленный на последней секции, имеет высоконапорный насос с производительностью в 3-5 раз выше производительности отбойки угля, включенный по бустерной схеме. Гибкие высоконапорные трубопроводы обеспечивают подвод и подачу воды на гидромонитор или гидравлический струг при подготовительных или очистных работах, при этом при очистных работах гидромонитор 2 может работать на смыв пульпы.

Узел А

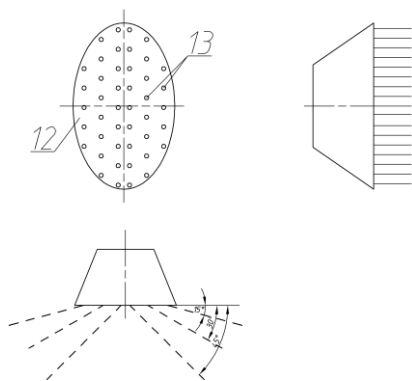


Рисунок 3 - Проходческо-очистной гидравлический механизированный комплекс (узел А)

Анализ прототипов и аналогов позволяет сделать выводы о новизне, техническом уровне и патентоспособности изобретения, позволяющее вести проходку прямолинейных и криволинейных горных выработок и совместить без монтажа комплекса очистные и подготовительные работы, что очень важно при отработке нарушений, охранных и барьерных целиков, пластов с изменяемой гипсометрией и забалансовых запасов.

#### Список литературы

1. Заявка на изобретение №2001113332. Комплексный способ разработки угольных месторождений. МПК Е 21 С 41/18. Заявит. ВНИИгидроуголь. Авт. Тулеев А.Г., Мазикин В.П., Атрушкевич А.А., Атрушкевич О.А. и др. Заявл. 2001.05.14. Оpubл. 2003.04.20.
2. Патент РФ 2244826 С 1. Механогидравлический комбайн. МПК Е 21 С 29/02. Заявит. Сенкус В.В., Фомичев С.Г., Сенкус Вас.В., Фомичев К.С., Сенкус Вал.В. Авт. Сенкус В.В., Фомичев С.Г., Сенкус Вас.В., Фомичев К.С., Сенкус Вал.В. Заявл. 04.09.2003 (45) Опубликовано: 20.01.2005. Бюл. № 2.
3. Кундель Х. Выемка угля. /Пер. с нем. Под ред. В.И. Парамонова. – М. : Недра, 1986. – 287 с.
4. Патент РФ №2136888. Механизированная крепь для отработки пластов полезного ископаемого камерами. МПК Е21D23/04. Заявит. АО "Подмосковный научно-исследовательский и проектно-конструкторский угольный институт". Авт. Наместников Ю.И., Потапенко В.А., Цыплаков Б.В., Кутя М.П. и др. Заявл. 1998.02.10. Оpubл. 1999.09.10. Бюл. № 16.
5. А.С. СССР № 861631 А1. Механизированная проходческая крепь. МПК Е 21 D 19/00, 1977. Заявит. Сибирский металлургический институт им.Серго Орджоникидзе. Авт. В.Н. Притымов, Ю.П. Ванжа, Е.Б. Серебряная, В.В. Сенкус, А.А. Королев, М.Н. Притымов, М.В. Притымов. Заявл. 20.06.1988. Оpubл. 15.10.1990. Бюл. № 38.

# КОМПЛЕКСНЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

*Сенкус Вал. Вит., Фрянов В.Н.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

За последние 10 лет динамика добычи угля в России характеризуется стабильным ростом (рисунок 1). В период с 1998 года по 2008 гг. она увеличилась на 96,5 млн.т. При этом прирост за счет подземного способа составил 22,9%, следовательно, основной прирост добычи угля произошел за счет открытого способа.

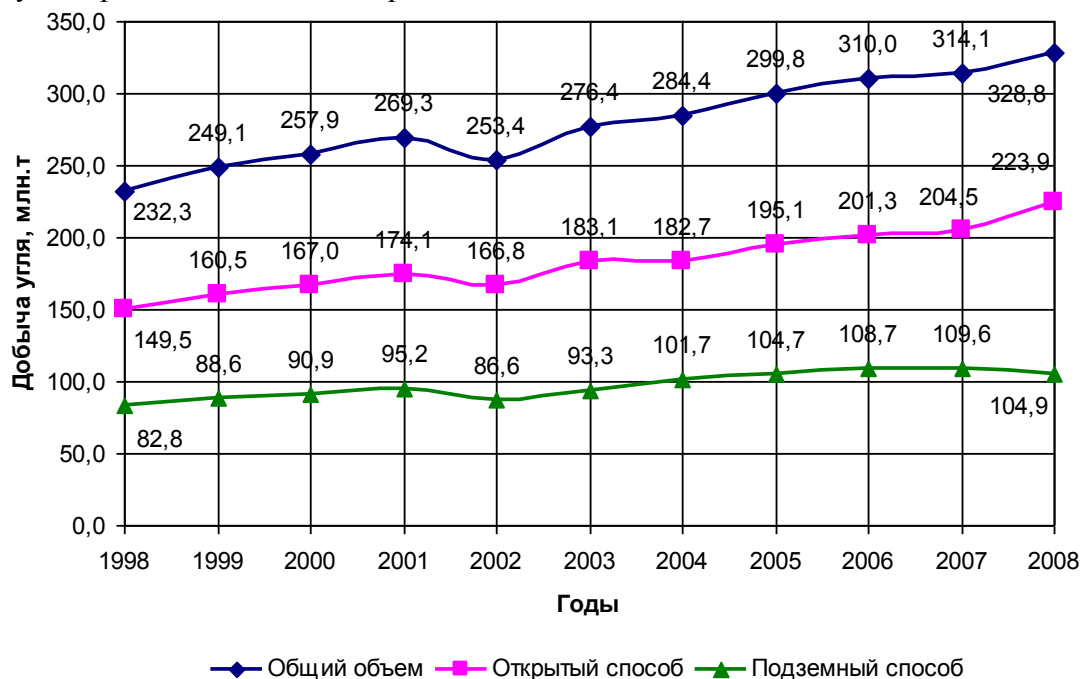


Рисунок 1 – Динамика добычи угля в России по годам

Для выявления эффективности и областей рационального применения открытого и подземного способов разработки угольных пластов проведена экспертная оценка (таблица 1). Анализ таблицы 1 показывает, что открытый способ добычи угля является более привлекательным с точки зрения инвесторов, потому что обеспечивает: большую производительность труда, высокий уровень промышленной безопасности и быстрый возврат инвестиций. Этим объясняется значительный прирост добычи угля в России за счет применения открытого способа добычи.

Такое соотношение в объеме добычи угля по способам удовлетворяет потребности современной экономики России, но направление на инновационный путь развития потребует увеличения доли подземного способа добычи угля, обеспечивающего извлечение ценных и редких марок углей, наиболее пригодных для последующей глубокой переработки и получения продуктов с высокой добавленной стоимостью. При подземном способе добычи по сравнению с открытым способом существенно снижаются затраты на рекультивацию нарушенных земель.

Увеличение добычи угля подземным способом потребует значительных инвестиций для строительства новых шахт, поэтому необходимо вовлекать в отработку ранее не используемые запасы.

Угольные месторождения характеризуются высокой угленосностью и свиты угольных пластов включают 10-20 пластов разной мощности от особо тонких до мощных.

Таблица 1 – Сравнение областей рационального применения открытого и подземного способа разработки угольных пластов

| Параметр оценки способа разработки                   | Способ разработки |           |
|------------------------------------------------------|-------------------|-----------|
|                                                      | открытый          | подземный |
| Производительность труда                             | +                 | -         |
| Промышленная безопасность                            | +                 | -         |
| Экологическая безопасность                           | -                 | +         |
| Время до начала возврата инвестиций                  | +                 | -         |
| Марочный состав добываемых углей                     | -                 | +         |
| Зависимость от климатических условий                 | -                 | +         |
| Ограничение области применения по глубине разработки | -                 | +         |
| Потребность в трудовых ресурсах                      | +                 | -         |
| Энергоемкость добычи тонны угля                      | +                 | -         |
| Фондоемкость производства                            | +                 | -         |
| Максимальная проектная мощность предприятия          | +                 | -         |

+ преимущество; – недостаток

Значительные колебания мощности пластов в свите, осложняет организацию системы рационального недропользования, одной из проблем которой является отработки запасов угля в пластах мощность до 2 м с углами падения 0-30°, входящие в свиты с мощными пластами. Их отработка открытым способом не ведется из-за низкого уровня экономической эффективности добычи. Уголь тонких пластов попадает во вскрышные породы и оказывается в породных отвалах разрезов, повышает эндогенную пожароопасность отвалов и требуют дополнительных затрат на мероприятия, связанные с повышением промышленной и экологической безопасности.

В связи с вышеизложенным актуальной является комплексная отработка свит пластов с опережающей добычей угля из пластов малой мощности подземным способом.

В качестве объекта исследования выбрано месторождение брахисинклинального типа, включающее три пласта (рисунок 2).

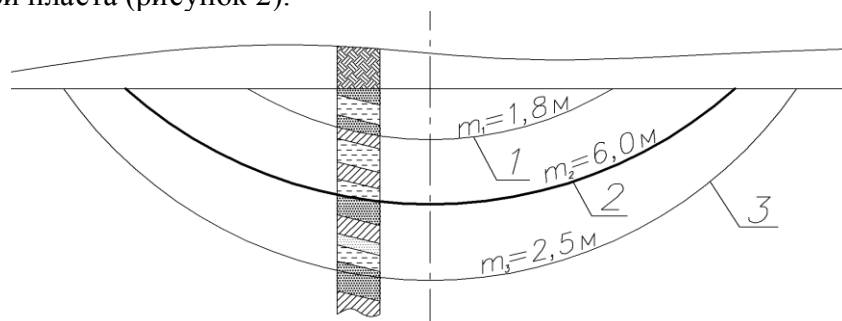
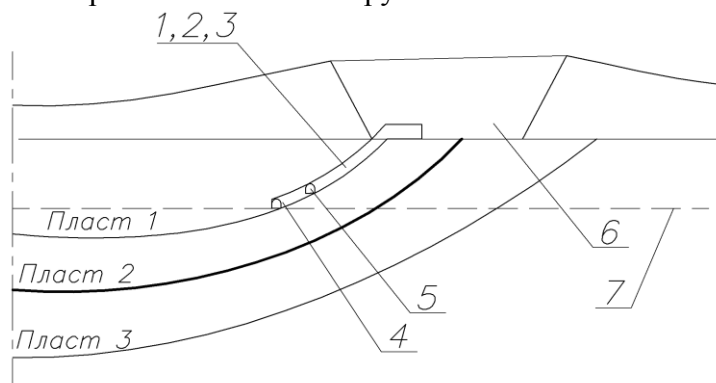


Рисунок 2 – Разрез месторождения: 1, 2, 3 – угольные пласты

Первый пласт мощностью до 2 м, нецелесообразный для открытой разработки. Второй пласт в свите мощный и целесообразный для отработки открытым способом. Пласт 3 средней мощности и является перспективным для отработки подземным способом.

Предлагается следующий порядок отработки месторождения (рисунок 3). На первом этапе проводится опережающая траншея по наносам 6, тем самым обеспечивается доступ к пластам 1 и 2. Складирование рыхлых отложений ведется отдельно в специальном отвале для последующего использования при рекультивации. При уходе открытых горных работ по наносам на безопасное расстояние, выделяется блок подземных горных работ по пласту 1 и производится его вскрытие до границы эффективной разработки пласта 2 открытым способом 7.

Вскрытие пласта 1 осуществляется наклонными стволами 1, 2, 3 из дна траншеи 6, проводимыми по углю (рисунок 3). Схема подготовки пласта панельная или погоризонтная, система разработки - длинными столбами с выемкой угля в комплексно-механизированном забое (КМЗ), управление кровлей – полным обрушением.



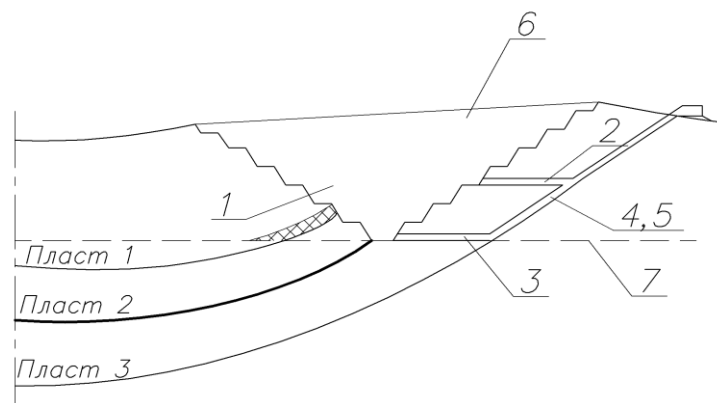
1 – воздухоподающий наклонный ствол; 2 – транспортный наклонный ствол;  
3 – конвейерный наклонный ствол; 4 – конвейерный штрек; 5 – вентиляционный штрек;  
6 – опережающая траншея; 7 – граница эффективной отработки пласта 2 открытым способом

Рисунок 3 – Вертикальная схема вскрытия пласта 1

После выемки запасов пласта 1 в выделенном блоке подземные горные работы по пласту переносятся параллельно простиранию пласта в следующий блок и одновременно в отработанном блоке ведутся горные работы по пласту 2 открытым способом (рисунок 4). При достаточном удалении фронта открытых горных работ по критериям безопасности, в приконтурной зоне разреза осуществляется вскрытие пласта 3 штольнями 2, 3 из траншеи 6 и наклонными стволами 4, 5.

Схема подготовки пласта 3 панельная, система разработки - длинными столбами с выемкой угля в КМЗ, управление кровлей – полным обрушением. Параллельно с подземными горными работами по пласту 3 выполняется рекультивация нарушенных земель.

После отработки пласта 2 открытым способом горные работы переносятся ниже границы открытых горных работ и ведутся подземным способом по всем пластам.



1 – выработанное пространство разреза; 2 – вентиляционная штольня; 3 – воздухоподающая штольня; 4 – конвейерный наклонный ствол; 5 – транспортный наклонный ствол;  
6 – разрезная траншея; 7 – граница эффективной отработки пласта 2 открытым способом

Рисунок 4 – Вертикальная схема вскрытия пласта 3

Комплексный подход к освоению угольных месторождений позволяет:

1. Обеспечить рациональное использование недр за счет отработки запасов, забалансовых для открытых горных работ, и попутной добычи метана.
2. Уменьшить эндогенную пожароопасность породных отвалов.



3. Обеспечить благоприятные технологические и геомеханические условия для ведения открытой разработки угольных пластов и сократить затраты на ведение взрывных работ после подземной отработки верхних пластов свиты.

4. Повысить уровень и устойчивость развития социально-экономической системы угледобывающего региона.

5. Снизить негативное влияние горных выработок и отвалов породы на экологическую безопасность угледобывающего региона.

#### Список литературы

1. Интегрированные технологии добычи угля на основе гидромеханизации / Л.А. Пучков, О.В. Михеев, В.А. Атрушкевич, О.А. Атрушкевич. – М.: Издательство МГГУ, 2000. – 296 с.

2. Атрушкевич В.А. Научные основы, конструирование и прогноз геомеханических параметров интенсивной технологии подземной гидромеханизированной разработки крутых угольных пластов с открытых горных выработок. – М.: Издательство МГГУ, 1997. – 154с.

3. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. Часть 1. Вскрытие и подготовка шахтных полей угольных месторождений: Учебник для вузов/ Л.А. Пучков, Ю.А. Жежелевский, О.В.Михеев, В. Г. Лаврик, В.Н. Фрянов– М.: Изд-во ОО «Международная академия связи». 2005. – 271 с.

4. Щелканов В.А. Комбинированная разработка рудных месторождений / В.А. Щелканов. – М.: Недра, 1974. – 232 с.

УДК 622.64.(075.32)

### **КОМПЛЕКСНЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ СВИТ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ СИНКЛИНАЛЬНЫХ И БРАХИСИНКЛИНАЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

<sup>1</sup>Сенкус Вал.В., <sup>1</sup>Фрянов В.Н., <sup>2</sup>Стефанюк Б.М., <sup>2</sup>Сенкус В.В.

**1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»**

**2 - Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет»**

**г. Новокузнецк, Россия**

В настоящее время для повышения эффективности работы угольных предприятий начинают широко внедрять способы и технологии открыто-подземной, комбинированной и модульной добычи угля.

Наиболее простым является комбинированный способ разработки месторождений полезных ископаемых [1], где верхние горизонты месторождения отрабатываются открытым способом, а нижние - подземным способом, его недостаток - большой объем вскрышных пород, необходимость их переэкскавации в процессе отработки месторождения и создание неблагоприятной экологической обстановки.

Комплексный способ разработки пластовых месторождений [2] позволяет обеспечить низкие эксплуатационные затраты и включает: вскрытие месторождения открытыми горными выработками - продольной разрезной траншеей по протиранию пластов и его отработку, вскрытие и подготовку пластов подземными горными выработками и их отработку, отличающийся тем, что вскрытие пластов в бортах продольной разрезной траншеи месторождения производят поперечными разрезными траншеями, которые закладывают в крест простираения пластов из продольной разрезной траншеи, обеспечивая доступ к пластам для заложения устьев подземных горных выработок. При проведении поперечной разрезной траншеи в плоскости пластов формируют пластовые уступы, на которых располагают промежуточные промплощадки перед устьями подземных горных выработок, а ось заложения заезда в попе-

речную разрезную траншею располагают под углом к оси продольной разрезной траншеи равным углу образуемому длиной и шириной заложения пластовых уступов.

Недостатком способа разработки является большие объемы пород от вскрыши месторождения, сложность подготовки уступов, что ухудшают условия рекультивации нарушенных земель.

Способ рекультивации открытых горных выработок [3] позволяет при работе разреза проводить восстановление нарушенных земель и включает: отделение плодородного слоя при вскрытии запасов полезных ископаемых и складирование горных пород при их отработке, планировку открытых горных выработок закладкой горной породой и нанесение плодородного слоя с восстановлением растительности в соответствии с направлением использования земель, отличающийся тем, что при закладке пород в открытые горные выработки с поверхности земли формируют наклонную траншею к оставляемой открытой части обнаженного выхода пласта в бортах горной выработки, которая обеспечивает доступ и последующую подземную отработку, оставленных запасов месторождения, и будет являться частью промплощадки. При рекультивации горных выработок с запасами углей склонных к самовозгоранию, производится изоляция оставляемой открытой части обнаженного выхода пласта в бортах горной выработки, при этом производят антипирогенную обработку обнаженного выхода пласта в бортах горных выработок, а при затоплении, оставляемой траншеи, ее борта формируют из водонеразмокаемых горных пород.

В настоящей работе предлагается для увеличения полноты выемки полезного ископаемого, снижения потерь запасов, объемов вскрышных работ, экологического ущерба и улучшения вентиляции подземных выработок разработку синклинального и/или брахисинклинального месторождения, вскрытие и подготовку свиты пластов вести двумя разрезными траншеями (рисунок 1), которые сбивают спаренными подземными горными выработками, проводимыми по пластам через нижние точки мульд синклиналей пластов и/или близко к ним.

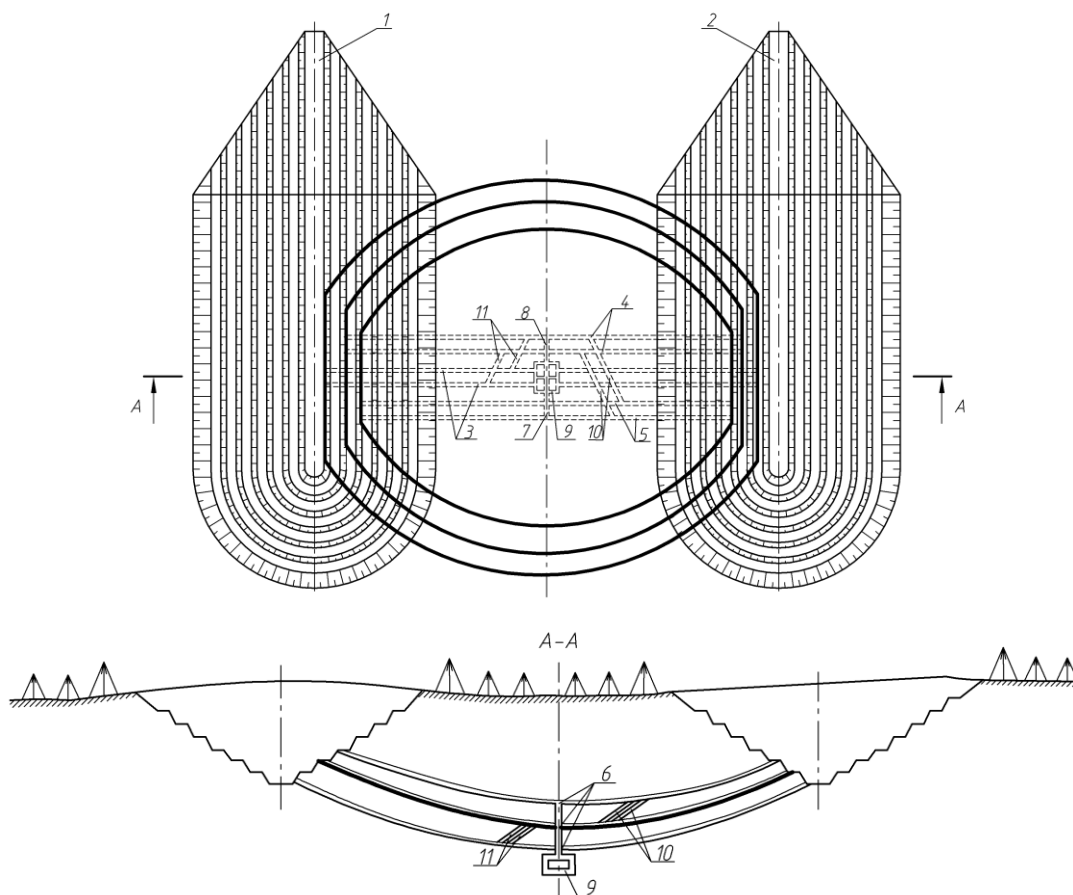


Рисунок 1 – Схема разработки синклинальных месторождений

Их них бурятся скважины или проводятся горные выработки для улучшения проветривания, доставки материалов и перепуска шахтного притока в нижнюю точку последнего пласта, где закладываются водосборники. Подготовка пластов в зависимости от угла падения осуществляется по погоризонтной или панельной схемам, отработку пластов подземным способом ведут длинными столбами и в зависимости от их угла падения по простиранию или падению, механизированным способом с полным обрушением кровли, а выемку угля в зонах нарушений, предохранительных и барьерных целиках производят короткими забоями механическим, механогидравлическим и/или гидравлическим способами.

Для обеспечения проветривания при больших размерах синклинали нижних пластов, спаренные выработки верхних пластов сохраняют путем оставления предохранительных целиков по бортам и почве выработок, сбивают их с нижними вентиляционными выработками и используют как фланговые вентиляционные стволы, а для предотвращения подрботки сбивающих горных выработок по пластам их проводят смещенными относительно друг друга.

#### Список литературы

1. А.с. СССР № 1439240. Комбинированный способ разработки месторождений полезных ископаемых. МКИ Е 21 С 41/02.
2. Патент РФ № 2295036. Комплексный способ разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. Заявит. Сенкус В.В., Фомичев С.Г., Сенкус Вал.В., Стефанюк Б.М., Сенкус Вас.В. Патентообл. Сенкус В.В., Фомичев С.Г., Сенкус Вал.В., Стефанюк Б.М., Сенкус Вас.В. Заявл. 23.05.2005. Оpubл. 10.07.2007. Бюл. № 7.
3. Патент РФ № 2297533. Способ рекультивации открытых горных выработок. Заявит. Сенкус В.В., Фомичев С.Г., Сенкус Вал.В., Сенкус Вас.В. Патентообл. Сенкус В.В., Фомичев С.Г., Сенкус Вал.В., Сенкус Вас.В. Заявл. 26.08.2005. Оpubл. 20.04.2007. Бюл. № 11.

УДК 622.64.(075.32)

### КОМПЛЕКСНЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ СВИТ ПЛАСТОВ АНТИКЛИНАЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

<sup>1</sup>Сенкус Вал.В., <sup>1</sup>Фрянов В.Н., <sup>2</sup>Стефанюк Б.М., <sup>2</sup>Сенкус В.В.

*1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*2 - Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Большие работы на современном этапе ведутся учеными в поиске технических решений для увеличения полноты выемки полезного ископаемого, снижения потерь запасов, объемов вскрышных работ, экологического ущерба.

В работах [1-5] предлагаются различные варианты открыто-подземной технологии добычи угля.

В настоящей работе для увеличения полноты выемки полезного ископаемого, снижения потерь запасов угля, объемов вскрышных работ и экологического ущерба для антиклинальных месторождений предлагается технологическая схема его отработки (рисунки 1-3).

Вскрытия месторождения производят продольной разрезной траншеей 1 до выходов пластов 2, 3, 4 и отработку мощного пласта 3 по простиранию до границы горного отвода открытым способом.

Вскрытие пластов 2, 3, 4 разрезной траншеей 1 производят по линии перегиба антиклинали, подготовку свиты пластов ведут спаренными 5 наклонными стволами со сбоями 8, проводимыми по пласту (рисунок 2) при пологом залегании пластов и отрабатывают пласты механизированным способом длинными и/или короткими столбами с полным обрушением кровли, а при крутоспаренными и/или одиночными диагональными наклонными ство-

лами в верхнем 6 и нижнем пластах 7 (рисунок 1б), проводимыми из разрезной траншеи по пластам с углом наклона 13-18° к горизонтальной плоскости для конвейерной транспортировки горной массы, которые сбивают между собой квершлагами 9 (рисунок 1б), а при отработке пластов используют этажную и подэтажную системы разработки с гидравлической и/или слоевой механической выемкой угля с полным обрушением кровли, при этом водосборники шахтного водоотлива 10 (рисунок 2) обустраивают в нижних точках стволов по обе стороны антиклинали и оснащают устройствами для обезвоживания горной массы при гидравлической и/или механогидравлической выемке угля.

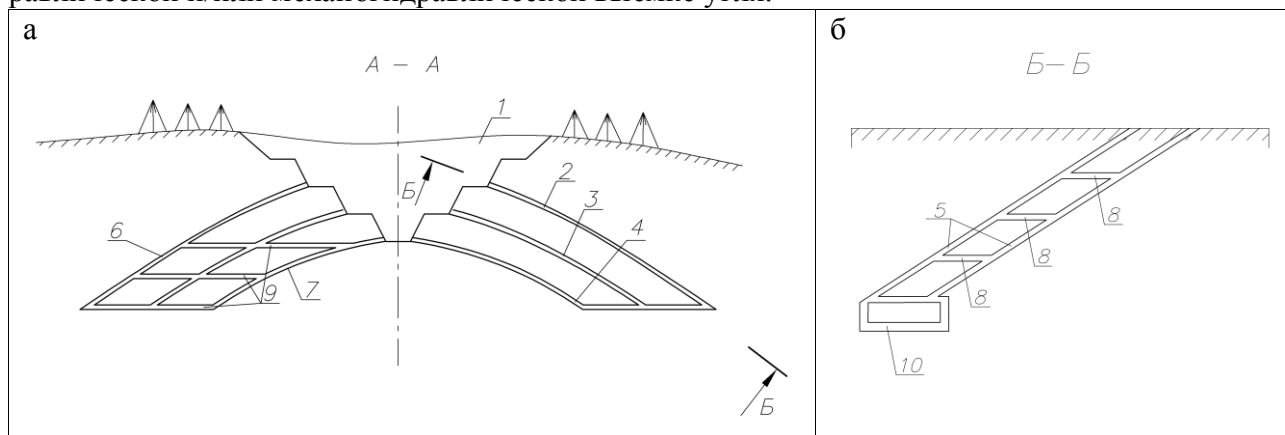


Рисунок 1 – Схема вскрытия пластов месторождения открытым способом: а - разрез А-А; б - разрез Б-Б

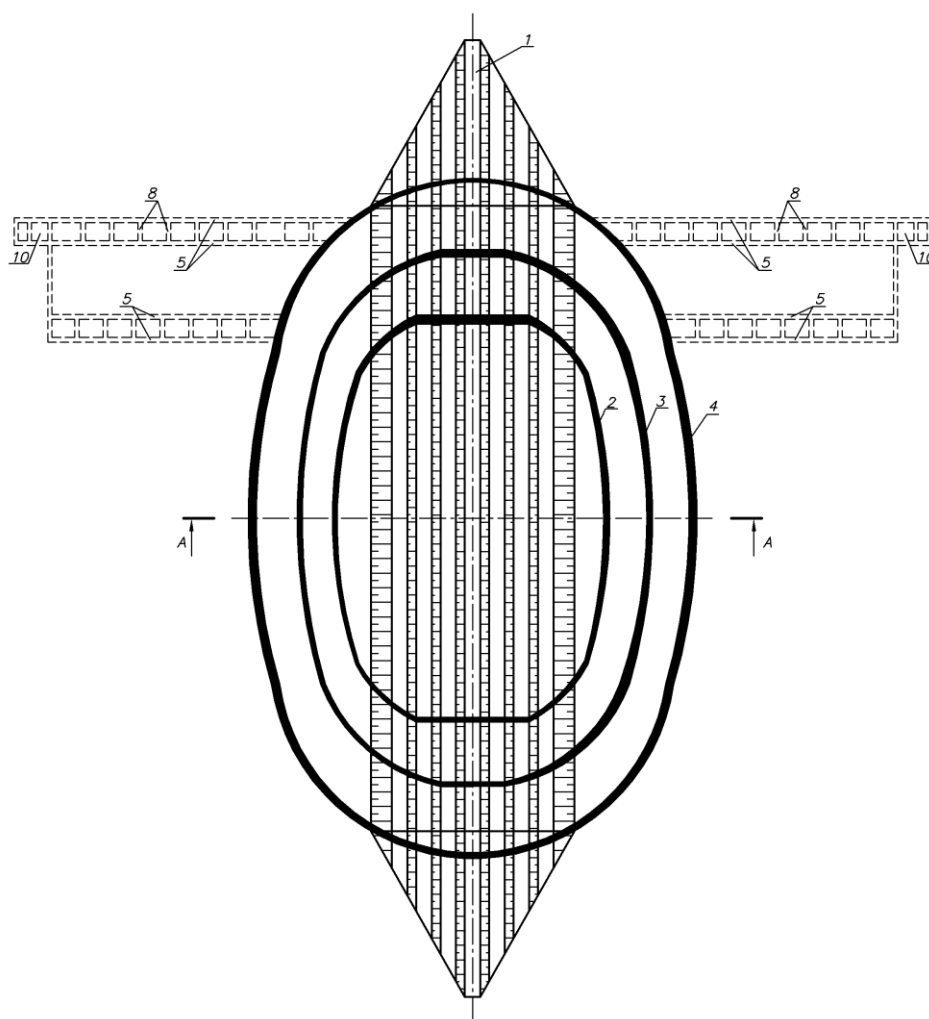


Рисунок 2 – Схема подготовки и отработки пласта открытым способом (разрез А-А)

Список литературы

1. Горное дело. / Ю.П. Астафьев, В.Г. Банзнюков, О. Г. Шепун, Г.С. Сулима, В.С. Полянский, - М. : Недра, 1980. - С.14-15.
2. А.с. СССР № 1439240. Комбинированный способ разработки месторождений полезных ископаемых. МКИ Е 21 С 41/02.
3. Патент РФ № 97101942.Способ разработки верхних горизонтов полезных ископаемых. МКИ Е 21 С 41/00.
4. Патент РФ № 2295036. Комплексный способ разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. Заявит. Сенкус В.В., Фомичев С.Г., Сенкус Вал.В., Стефанюк Б.М., Сенкус Вас.В. Патентообл. Сенкус В.В., Фомичев С.Г., Сенкус Вал.В., Стефанюк Б.М., Сенкус Вас.В.Заявл. 23.05.2005. Оpubл. 10.07.2007. Бюл. № 7.
5. Патент РФ № 2297533. Способ рекультивации открытых горных выработок. Заявит. Сенкус В.В., Фомичев С.Г., Сенкус Вал.В., Сенкус Вас.В. Патентообл. Сенкус В.В., Фомичев С.Г., Сенкус Вал.В., Сенкус Вас.В. Заявл. 26.08.2005. Оpubл. 20.04.2007. Бюл. № 11.

УДК 622.807.2

**ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ГИДРАВЛИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ УГОЛЬНОГО МАССИВА НА ПЛАСТАХ СО СЛОЖНОЙ СЛОЕВОЙ СТРУКТУРОЙ**

<sup>1</sup>*Воротников В.И.,* <sup>2</sup>*Сенкус В.В.,* <sup>2</sup>*Фомичев С.Г.*

*1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*2 - Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Анализ экспериментальных данных, полученных при хронометражных наблюдениях за процессом гидравлической выемки угля при отработке угольных пластов в различных горно-геологических условиях, и теоретических показателей, полученных с использованием существующих методик расчета, показывает наличие значительных отклонений.

Основной причиной возникающих отклонений между теоретическими и экспериментальными данными является:

- использование эмпирических зависимостей, приближенно отражающих реальный процесс в узком диапазоне изменения горно-геологических условий;
- отсутствие физической модели гидравлического разрушения угольного массива на пластах со сложной слоевой структурой.

Реальный процесс гидравлического разрушения угольного массива на пластах со слоевой структурой является комбинированным, который включает ряд дополнительных процессов сопутствующих основному – резанию угля. К дополнительному процессу относится выделение негабаритов угля с поверхности извлекаемой полости очистной заходки за счет опережающего разрушения более слабых прослоек над более прочными прослойками. В процессе гидроразрушения значительная часть объема угля, добываемого из заходов в виде негабаритов, не разрушается струей гидромонитора и фактически не участвует в формировании гидравлически разрушаемого объема угля.

Выделение негабаритов сопутствует процессу гидравлическому резанию угольного массива и происходит при отжиме угольного массива силами горного давления за счет разрушения более слабых прослоек.

Процесс образования угольных негабаритов в общем процессе гидравлической выемки в очистных заходках способствует:

- снижению затрат времени на основной рабочий процесс гидравлического разрушения и повышению его производительности;

– увеличению затрат времени на операции процесса забойного пульпоформирования и снижению производительности.

Физический смысл модели теоретической производительности гидравлического разрушения, заложенный в работе [1], заключается в полном гидравлическом резании угольного массива. Данная модель гидроразрушения характерна для пластов пологого падения с углом залегания  $\alpha = 8-18^\circ$  мощностью  $m = 1,4-2,5$  м в горно-геологических условиях гидрошахты «Юбилейная», где отбитый уголь включает 95–97% мелкого угля крупностью до  $\delta = 200-250$  мм и полностью удовлетворяет условиям гидротранспорта.

На пластах, имеющих сложную слоевую структуру, к которым относятся мощные пласты крутого падения, при подстановке среднего значения условного предела прочности угля  $R_y$  в формулы производительности гидроотбойки происходит 2-3 кратное снижение теоретической производительности процесса гидроразрушения  $P_o$ , относительно экспериментально полученных показателей.

Основной причиной является существование параллельных процессов:

- гидравлического резания угля с использованием высоконапорной струи воды;
- выделения угольных негабаритов из массива без их разрушения высоконапорной струей воды.

Экспериментальные исследования, проводимые при отработке мощных пластов крутого падения с использованием большерасходных гидромониторов и с давлением воды до 16 МПа, подтверждают полученные результаты.

Снижение теоретической производительности гидроразрушения объясняется не полным гидравлическим резанием угольного массива и выделением гидравлически не разрушаемого объема угольных негабаритов. Показателем оценки выхода негабаритов является коэффициент, учитывающий их содержание в общем объеме отбитого угля, который используется для определения продолжительности операций процесса забойного пульпоформирования. Коэффициент выделения негабаритов  $K_n$  зависит от:

- горно-геологических условий залегания пластов, а именно от угла падения  $\alpha$  и мощности  $m$ ;
- технологического параметра, диктующего требование к крупности извлекаемого угля, а именно от размеров пульпоотводящего желоба.

Для использования коэффициента выделения негабаритов в качестве дополнительного критерия оценки процесса гидравлического разрушения принимается стандартная ширина пульпоотводящего желоба  $b_{жс}=0,5$  м и максимальная мощность пласта  $m_m=20$  м

$$K_n = 1 - K_\delta \sqrt{K_\delta} - K_\delta^2; \quad (1)$$

$$K_\delta = 0,16 \sqrt[3]{\left(1 + \frac{90^\circ}{\alpha}\right) \left(1 + \frac{20}{m}\right)}, \quad (2)$$

где  $\alpha$ ,  $m$  – угол падения и мощность пласта.

График зависимости (рисунок 1) коэффициента  $K_\delta$ , учитывающего содержание негабаритов в отбитом угле  $K_n$ , от горно-геологических параметров пласта: мощности  $m$  и угла падения  $\alpha$  показывает диапазон его изменения в любых горно-геологических условиях залегания пластов, а также его значения при отработке пологих пластов средней мощности и мощных пластов крутого падения.

При изменении условий залегания пластов в технологически возможном диапазоне применения гидротехнологии значение коэффициента  $K_n$  изменяется в диапазоне

$$K_n = 0,03 \div 0,70, \text{ при } \alpha = 6 \div 90^\circ \text{ и } m = 1,4 \div 20 \text{ м.} \quad (3)$$

Если горно-геологические условия (3), в которых использовалась гидротехнология, разделить на две части с привязкой по шахтам, то коэффициенты, учитывающие содержание негабаритов в отбитом угле  $K_n$ , будут иметь следующие диапазоны:

- пологие пласты для условий гидрошахты «Юбилейная»

$$K_n = 0,03 \div 0,07; \text{ при } \alpha = 10 \div 18^\circ \text{ и } m = 1,8 \div 2,5 \text{ м;} \quad (4)$$

- крутые пласты для условий гидрошахты «Тырганская»

$$K_n = 0,30 \div 0,65, \text{ при } \alpha = 60 \div 80^\circ \text{ и } m = 4,0 \div 20 \text{ м,} \quad (5)$$

которые позволяют сделать следующие выводы.

1. При отработке пластов пологого падения средней мощности выход негабаритов из общего объема отбитого угля оценивается значением  $3 \div 7\%$ . Его влияние на производительность гидроразрушения минимальное и находится в пределах допустимой точности теоретических расчетов, которое можно учесть эмпирическим поправочным коэффициентом.

2. При отработке мощных пластов крутого падения выход негабаритов из общего объема отбитого угля оценивается значением  $30 \div 65\%$ , поэтому его влияние на производительность гидроразрушения является определяющим.

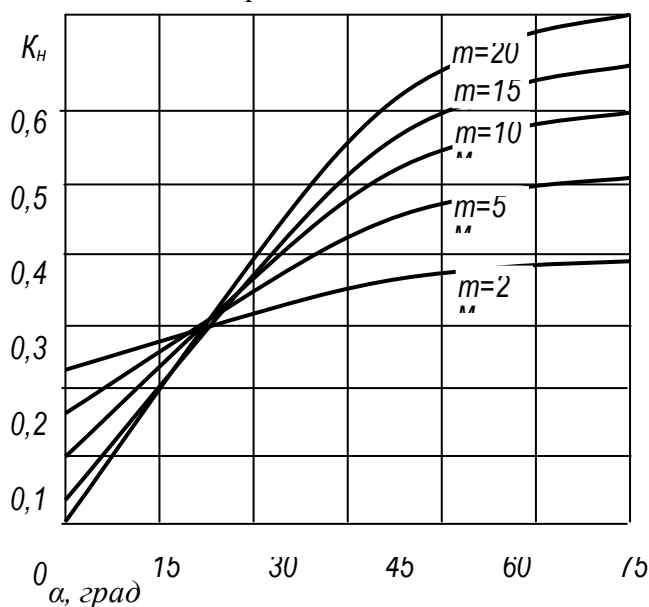


Рисунок 1 - Зависимость коэффициента, учитывающего содержание негабаритов в отбитом угле  $K_n$  от горно-геологических параметров пласта: мощности  $m$  и угла падения  $\alpha$

Наличие постоянного минимального поправочного коэффициента приводит к многократному снижению теоретической производительности гидроразрушения относительно экспериментальных значений.

#### Список литературы

1. Гефт Ю.Б. Определение влияния мощности пласта на производительность гидромонитора. // Гидравлическая добыча угля. – Труды ВНИИгидроуголь 1968. – 34 с.

УДК 622.807.2

### МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ГИДРОРАЗРУШЕНИЯ СЛОЕВЫХ УГОЛЬНЫХ МАССИВОВ

<sup>1</sup>Воротников В.И., <sup>2</sup>Сенкус В.В., <sup>2</sup>Фомичев С.Г.

1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»

2 - Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет»

г. Новокузнецк, Россия

Гидравлическое разрушение, как процесс, текущий во времени, характеризуется высокой неравномерностью мгновенной производительности выходящего потока угля. Основ-

ная причина большого изменения выходных показателей при струйном резании заключается в неравномерном отделении извлекаемых объемов угольного массива, которое тесно связано со структурной слоистостью пластов по мощности, их неравномерной прочностью и трещиноватостью.

Процесс отделения выступающих частей от поверхности полости в виде угольных негабаритов происходит под влиянием различных горно-геологических и горнотехнических факторов.

1. Неровная поверхность извлекаемой полости очистной заходки, которая образуется за счет одновременного действия двух факторов:

- слоистое геологическое строение пластов, включающее произвольное расположение (чередование) слабых и крепких пачек угля по мощности пласта;
- избирательность процесса струйного резания, производительность которого зависит от прочности угольных пачек, слагающих угольный массив, и параболически возрастает при разрушении слабых пачек угля, а так же параболически снижается при разрушении крепких пачек угля.

В результате совместного влияния рассмотренных факторов на поверхности извлекаемой полости образуются: впадины в слабых и выступы в крепких пачках угля и породы.

2. Отделение выступающих более прочных угольных пачек и породы от поверхности полости в виде негабаритов в процессе гидравлического разрушения угольного массива реализуется по двум схемам.

- самопроизвольное отделение выступающих частей массива, которому способствует природная трещиноватость угольных пачек, а также дополнительная трещиноватость возникающая под действием сил горного давления которая: интенсивно возрастает в слабых и менее интенсивно возрастает в крепких угольных пачках, при этом трещины располагаются в плоскостях близких к перпендикулярным и к плоскости простираения пласта на определенном расстоянии друг от друга, что способствуют циклическому отделению негабаритов.

- принудительное отделение выступающих частей массива, которому способствует специфичность механизмов гидравлического воздействия высоконапорной струи на угольный массив: нагнетание воды по системе трещин за счет давления создаваемого в зоне контакта высоконапорной струи с угольной поверхностью;

- расшатывание выступов на угольной поверхности, по аналогии с пикой для оборки забоя, но более мощной по воздействию.

Анализ влияния различных горно-геологических и горнотехнических факторов позволяет сформулировать основные принципы построения новой модели процесса гидравлического разрушения угля на пластах со сложной геологической структурой, в которой:

- гидроразрушение производится последовательным сканированием поверхности забоя от кровли 1 до почвы 2 пласта струей 3 гидромонитора 4 за счет её перемещения со скоростью резания  $v_p$  в прямом и обратном направлении по нормали  $N - N$  к боковым породам (рисунок 1);

- извлечению подвергаются произвольно расположенные по мощности пласта угольные пачки мощностью  $m_1, m_2, m_3, \dots, m_i$  имеющие различный условный придел прочности  $R_{y1}, R_{y2}, R_{y3}, \dots, R_{yi}$ .

Разрушение отдельных угольных пачек и в целом пласта со сложной слоевой структурой производится с учетом следующих условий.

1. Крепкие пачки угля подвергаются частичному гидроразрушению, а не разрушенная часть крепких пачек угля, выступающая на поверхности извлекаемой полости 9, выделяется из массива в виде негабаритов 7, при этом отделение негабаритов от массива происходит под динамическим давлением струи 3 по линии проходящей через трещины 6. Крепкими считаются отдельные пачки угля, а также часть массива в виде группы крепких пачек, с условным приделом прочности угля большим, чем среднее значение  $R_y$  по пласту

$$R_{yj} > R_y \quad \text{и} \quad R_{y\max} > R_y; \quad (1)$$



$$R_{y\max} = \frac{\sum_{i=j} R_{yj} m_j}{\sum_{i=j} m_j}, \quad (2)$$

где  $R_y$  - среднее значение условного предела прочности угля по пласту;  $R_{yj}$  - условный предел прочности угля крепких  $j$ -ых пачек;  $m_j$  - мощность крепких  $j$ -ых пачек угля;  $R_{y\max}$  - среднее значение условного предела прочности части массива состоящего из прочных пачек угля – средней максимальной прочностью.

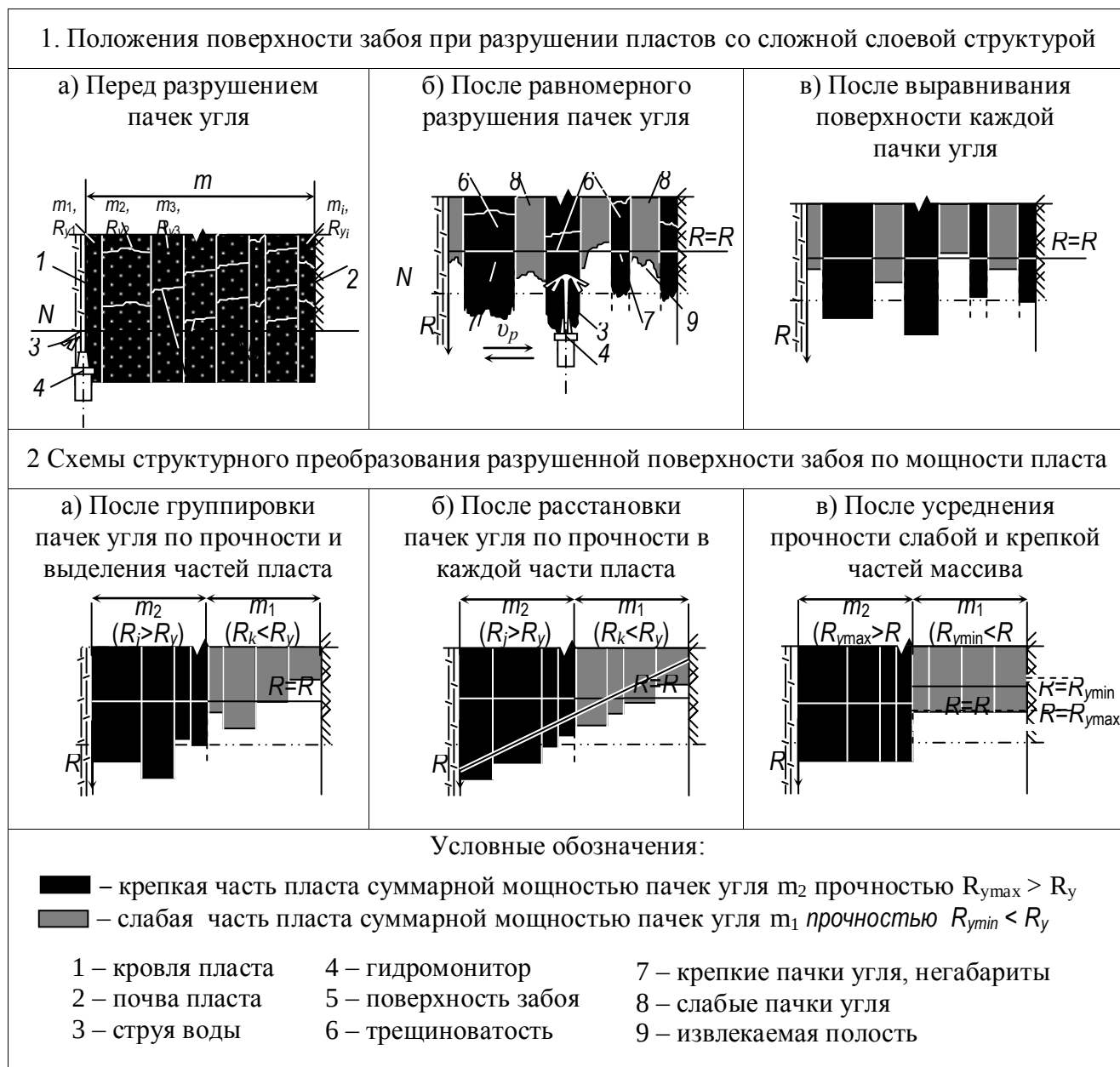


Рисунок 1 - Схемы положений поверхности извлекаемой полости и её преобразования к расчету гидравлического разрушения угольного массива на пластах со сложной слоистой структурой

2. Слабые пачки угля, которыми считаются отдельные пачки угля, а также часть массива, с условным пределом прочности угля меньше, чем среднее значение  $R_y$  по пласту, подвергаются полному гидроразрушению.

$$R_{yk} < R_y \quad \text{и} \quad R_{y\min} < R_y; \quad (3)$$

$$R_{ymin} = \frac{\sum_{k=1}^n R_{yk} m_k}{\sum_{k=1}^n m_k}, \quad (4)$$

где  $R_{yk}$  - условный предел прочности угля в слабых  $k$ -ых пачках угля;  $m_k$  - мощность слабых  $k$ -ых пачек угля;  $R_{ymin}$  - среднее значение условного предела прочности части массива, состоящей из слабых пачек угля – средней минимальной прочности.

3. Процесс гидроразрушения слабых и крепких пачек угольного массива моделируется при соблюдении следующих условий:

– одинаковом и постоянном расходе и давлении воды  $P$  и  $Q = const$ ;

– одинаковых и постоянных горно-геологических и технологических условиях  $K_i = const$ ;

– исключении из модели коэффициента отжима угля при  $\kappa_o = 1$ .

Производительность гидравлического разрушения пластов, имеющих сложную геологическую структуру, определяется с использованием выражения для двух извлекаемых пачек угольного массива:

– для слабой пачки

$$P_{o1} = \left( \frac{P}{R_{ymin}} \right)^2 Q K_i; \quad (5)$$

– для крепкой пачки

$$P_{o2} = \left( \frac{P}{R_{ymax}} \right)^2 Q K_i, \quad (6)$$

где  $P_{o1}$  и  $P_{o2}$  - производительность гидравлического разрушения (отбойки) угля слабой и крепкой пачек массива.

Производительность гидравлического разрушения можно выразить через извлекаемые объемы угля и затраченное время в каждой пачке горного массива:

– для слабой пачки

$$P_{o1} = \frac{V_{o1}}{t_{o1}}; \quad (7)$$

– для крепкой пачки

$$P_{o2} = \frac{V_{o2}}{t_{o2}}, \quad (8)$$

где  $V_{o1}$  и  $V_{o2}$  - извлекаемые объемы угля за один рез из слабых и крепких пачек горного массива;  $t_{o1}$  и  $t_{o2}$  - продолжительность выполняемого реза по слабым и крепким пачкам массива.

Продолжительность выполняемых резов по углю выражается через их длину и скорость перемещения струи

– для слабой пачки

$$t_{o1} = \frac{m_1}{v_p}; \quad (9)$$

– для крепкой пачки

$$t_{o2} = \frac{m_2}{v_p}, \quad (10)$$

где  $m_1$  и  $m_2$  - длина резов соответственно по слабой и крепкой частям массива;  $v_p$  - скорость перемещения струи по угольному массиву.

Извлекаемые объемы угля определяются подстановкой формул (7) и (8), (9) и (10) в выражения (5) и (6) при условии  $m_1 = m_2 = m/2$ , которое соответствует равномерному распределению прочности пачек угля по мощности отрабатываемого пласта

– для слабой пачки

$$V_{\partial 1} = \left( \frac{P}{R_{y \min}} \right)^2 \frac{m_1}{2v_p} QK_i; \quad (11)$$

– для крепкой пачки

$$V_{\partial 2} = \left( \frac{P}{R_{y \max}} \right)^2 \frac{m_2}{2v_p} QK_i. \quad (12)$$

Коэффициент, учитывающий содержание угольных негабаритов в извлекаемом объеме определяется по формуле

$$K_n = \frac{V_n}{V_{об}} = \frac{V_{\partial 1} - V_{\partial 2}}{V_{\partial 1} + V_{\partial 2}}, \quad (13)$$

где  $V_n$  - объем негабаритов отделяемых от массива из крепких пачек угля;  $V_{об}$  - общий объем извлекаемого угля по мощности пласта.

Окончательное выражение для определения коэффициента, учитывающего содержание негабаритов в извлекаемом угле, определяется после подстановки формул (11) и (12) в выражение (13) при  $m_1 = m_2 = m/2$

$$K_n = \frac{m_1 R_{y \max} - m_2 R_{y \min}}{m_1 R_{y \max} + m_2 R_{y \min}} = \frac{R_{y \max} - R_{y \min}}{R_{y \max} + R_{y \min}}. \quad (14)$$

Среднее значение общего условного предела прочности угольного массива  $R_y$  по мощности пласта, при известных средних значениях условного предела прочности угля слабой и крепкой пачек, при  $m_1 = m_2 = m/2$  определяется по формуле

$$R_y = \frac{R_{y \min} m_1 + R_{y \max} m_2}{m_1 + m_2} = \frac{R_{y \min} + R_{y \max}}{2}. \quad (15)$$

Выражения (14) и (15) образуют систему уравнений, включающую связь между общим и частично условными значениями предела прочности угольного массива, его слабых и крепких пачек и коэффициент, определяющий содержание негабаритов по отрабатываемому угольному пласту

$$\begin{cases} \frac{R_{y \max} - R_{y \min}}{R_{y \max} + R_{y \min}} = K_n; \\ \frac{R_{y \min} + R_{y \max}}{2} = R_y. \end{cases} \quad (16)$$

Из системы уравнений (16), преобразуемой в квадратное уравнение, определяется минимальное значение условного предела прочности слабой гидравлически разрушаемой пачки массива угля  $R_{y \min}$

$$R_{y \min} = R_y \left( \sqrt{\frac{1+K_n}{1-K_n}} - 1 \right) \frac{1-K_n}{K_n}. \quad (17)$$

Чистое время  $t_o$  на гидравлическое разрушение угольного массива определяемое с учетом снижения прочности угля до минимального значения  $R_{y \min}$ , определяемого по формуле (17), и изменения общей массы угля  $M_o$  в очистной заходке за счет её снижения на массу негабаритов  $M_n$  не разрушаемых струей гидромонитора

$$t_o = (M_o - M_n) \left( \frac{R_{y \min}}{P} \right)^2 \frac{K_i}{Q}, \quad (18)$$

где  $M_o$  - общая масса извлекаемого угля в очистной заходке;  $M_n$  - масса негабаритов извлекаемых из очистной заходки в процессе гидравлического разрушения угля в более слабых пачках.

$$M_n = M_o K_n. \quad (19)$$

Подставляя формулу (19) в выражение (18) после преобразования получается выражение, учитывающее повышение производительности и соответствующее снижение продолжительности процесса гидравлического разрушения пласта с  $n$  равномерной прочностью угольного массива.

$$t_o = M_o (1 - K_n) \left( \frac{R_{y \min}}{P} \right)^2 \frac{K_i}{Q}. \quad (20)$$

Производительность гидравлического разрушения угольного массива  $\Pi_o$  определяется через отношение массы угля к продолжительности процесса

$$\Pi_o = \frac{M_o}{t_o} (1 - K_n). \quad (21)$$

После подстановки выражения (20) в формулу (21) получается зависимость производительности гидроразрушения от минимальной прочности угля  $R_{y \min}$

$$\Pi_o = \left( \frac{P}{R_{y \min}} \right)^2 \frac{Q}{K_i}. \quad (22)$$

После подстановки формулы (17) в выражение (22) и его преобразования получается зависимость производительности гидравлического разрушения на пластах со сложной не равнопрочной слоевой структурой от содержания негабаритов  $K_n$  в отбитом угле

$$\begin{aligned} \Pi_o &= \left( \frac{P}{R_y} \right)^2 \times \left( \frac{K_n}{\sqrt{1 - K_n^2} + K_n - 1} \right)^2 \frac{Q}{K_i} = \\ &= \left( \frac{P}{R_y} \times \frac{K_n}{\sqrt{1 - K_n^2} + K_n - 1} \right)^2 \frac{Q}{K_i}. \end{aligned} \quad (23)$$

Для упрощения выражения (23) полученный множитель обозначается через коэффициент  $K_C$

$$\Pi_o = \left( \frac{PK_C}{R_y} \right)^2 \frac{Q}{K_i} = \left( \frac{P}{R_y} \right)^2 \frac{Q}{K_i} K_C^2, \quad (24)$$

$$K_C = \frac{K_n}{\sqrt{1 - K_n^2} + K_n - 1}, \quad (25)$$

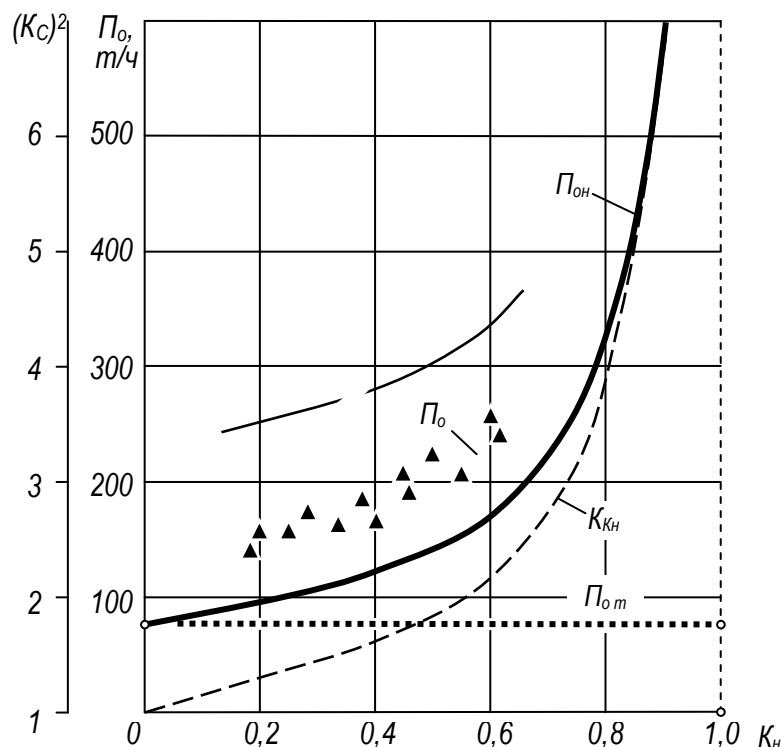
где  $K_C$  - расчетный коэффициент, учитывающий влияние слоевой структуры пластов на производительность гидравлического разрушения.

Коэффициент, учитывающий содержание негабаритов в отбитом угле  $K_n$ , входящий в выражение (25) определяется по формулам (1) и (2).

В формуле (25) производительность гидроразрушения  $\Pi_o$  имеет параболическую зависимость от содержания негабаритов в отбитом угле  $K_n$  (рисунок 2). При увеличении содержания негабаритов в отбитом угле  $K_n$  снижается минимальное значение условного предела прочности угольного массива  $R_{y \min}$ , определяемое по формуле (17). При снижении минимального значения условного предела прочности  $R_{y \min}$  увеличивается расчетный коэффициент

ент структуры пластов  $K_C$ . По физическому смыслу коэффициент структуры пластов  $K_C$  показывает кратность увеличения производительности гидравлического разрушения  $\Pi_o$ .

Приведенные экспериментальные данные производительности гидроразрушения угля  $\Pi_o$  на пластах различной мощностью и углом падения, имеющих близкие значения условного предела прочности угля, изменяющиеся в диапазоне  $R_y = 2,0 - 2,5$  МПа, подтверждают теоретические исследования. На графике теоретическая кривая  $\Pi_{om} = 80 \text{ т/ч}$  построена для среднего значения условного предела прочности угля  $R_y = 2,25$  МПа.



Условные обозначения

- ..... теоретическая производительность гидроразрушения  $\Pi_{от}$
- теоретическая производительность гидроразрушения с учетом выделения негабаритов  $\Pi_{он}$
- действительная средняя производительность гидроразрушения с учетом выделения негабаритов и отжима угля силами горного давления  $\Pi_o$
- - - коэффициент, учитывающий сложную слоистую структуру пластов угля  $(K_C)^2$
- ▲ экспериментальные значения производительности гидроразрушения по различным пластам, которые имеют условный предел прочности угля близкий к среднему значению  $R_y \approx 2,25$

Рисунок 2 - Зависимость производительности гидравлического разрушения угольного массива  $\Pi_o$  от содержания негабаритов в отбитом угле  $K_n$  при отработке пластов со сложной слоистой структурой при давлении воды  $P = 12$  МПа и расходе  $Q = 280 \text{ м}^3/\text{ч}$

Наблюдаемое на графике некоторое несоответствие теоретической кривой экспериментальным данным объясняется отсутствием зависимости производительности гидроразрушения угля  $\Pi_o$  от отжима угля по периметру выемочной выработки за счет сил горного давления, влияющего на её увеличение.

# **РАЗРАБОТКА СПОСОБА ПОЛУЧЕНИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

<sup>1</sup>Волченко Г.Н., <sup>1</sup>Волченко Н.Г., <sup>1</sup>Фрянов В.Н., <sup>1</sup>Павлова Л.Д., <sup>3</sup>Серяков В.М., <sup>2</sup>Волченко Д.К.  
**1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»**

**2 – ОАО «Шахта «Кушеяковская»**

**г. Новокузнецк, Россия**

**3 – Институт горного дела СО РАН**

**г. Новосибирск, Россия**

Энергоресурсосбережение сегодня является одним из важнейших экономических аспектов для большинства промышленных предприятий - потребителей тепловой и электрической энергии. В традиционных энергетических технологиях необходим энергоноситель - источник энергии, преобразуемой в высокопотенциальное тепло, электроэнергию, при получении которых оказывается негативное воздействие на экологию (за счёт выброса продуктов сгорания, радиации) и истощаются запасы углеводородного сырья. При этом проблемы, связанные с уменьшением запасов традиционных невозобновляемых энергоносителей, вызывают постоянный рост цен на них. А ухудшение экологической ситуации, обусловленной их применением, становятся всё острее и актуальнее.

В настоящее время в большинстве промышленно развитых странах широкое распространение (от лат. recuperatio – «обратное получение») – возвращение части материалов или энергии для повторного использования в том же технологическом процессе. Перспективные направления энергоресурсосберегающих добычных технологий разработки полезных ископаемых подземным способом на базе гравитационно - тектонических и иных энергетических систем литосферы должны основываться на рекуперации энергии в производственный процесс. Представляется целесообразным выделить крупные источники энергетической подпитки литосферы Земли, описанных в работе [1], и сформулировать перспективные направления по созданию способов, позволяющие извлекать энергию из обозначенных выше источников энергии и рекуперировать ее в производственный добычный процесс при разработке полезных ископаемых.

Об энергетике природных и антропогенных источников можно судить по данным таблицы 1, из которых следует, что Земля обладает огромным запасом кинетической и потенциальной энергии, тепловой энергии и собственным гравитационным потенциалом [1]. Огромны также поток солнечной энергии и работа приливных сил. Все процессы в геосферах, в том числе в земной коре питаются за счет энергии от указанных выше природных источников.

В работах [2 - 4] изложены научные основы формирования геотектонических полей напряжений и возможности их использования при проведении технологических операций для добычи полезного ископаемого. Однако использование энергии деформаций массива полезных ископаемых, вызванных гравитационно-тектоническими и техногенными напряжениями, для получения электрической и других видов энергии не рассматривается. Использование в качестве энергоносителя энергии деформаций массива полезных ископаемых, вызванных гравитационно-тектоническими и техногенными напряжениями, вызвано тем, что в определенных горно-геологических условиях массив полезных ископаемых находится под большим давлением и обладает значительной потенциальной энергией упругого сжатия, обуславливаемой наличием в массиве высоких гравитационно-тектонических, техногенных напряжений, а также давления газа.

Осуществление техногенных воздействий на элементы массива динамическими нагрузками обусловлено проведением вскрывающих, подготовительных и технологических выработок, которые нарушают его равновесное состояние. В районах с высокой естествен-

ной сейсмической активностью массива горных пород техногенные воздействия могут быть обусловлены лишь проведением указанных горных выработок, т.к. при перераспределении исходного поля гравитационно-тектонических напряжений массив будет подвержен постоянным высоким динамическим нагрузкам на протяжении всего срока отработки месторождения.

Таблица 1 – Энергетика природных и антропогенных источников

| Вид энергии                            | Значения                       |
|----------------------------------------|--------------------------------|
| Гравитационная энергия Земли           | $2,5 \times 10^{32}$ Дж        |
| Энергия вращения Земли                 | $2 \times 10^{29}$ Дж          |
| Энергия излучения Солнца               | $10^{34}$ Дж /год              |
| Энергия излучения на поверхности Земли | $5,5 \times 10^{24}$ Дж /год   |
| Энергия излучения поглощенная Землей   | $2,6 \times 10^{24}$ Дж /год   |
| Тепловое излучение Земли               | $(2-4) \times 10^{24}$ Дж /год |
| Энергия теплового потока Земли         | $10^{21}$ Дж /год              |
| Полная энергия деформаций              | $10^{19} - 10^{20}$ Дж /год    |
| Полная сейсмическая энергия            | $10^{19}$ Дж /год              |
| Энергия твердых приливов в земной коре | $2 \times 10^{20}$ Дж /год     |
| Выработка энергии человечеством        | $5 \times 10^{20}$ Дж /год     |

Указанные импульсные воздействия на массив знакопеременных деформаций горных пород возникают при землетрясениях, горных ударах, толчках и др. с сейсмической энергией до  $10^9$  Дж, чем характеризуются геомеханические условия разработки месторождений в сейсмоактивных зонах [5].

С целью повышение полноты комплексного извлечения энергоресурсов полезных ископаемых за счет использования в качестве энергоносителя энергии деформаций пород в горном массиве, вызванных гравитационно-тектоническими и техногенными механическими напряжениями, а также изменением давления мигрирующих флюидов был разработан способ получения электрической и других видов энергии при подземной разработке массива полезных ископаемых [6]. Способ включает проведение и крепление в недрах горных выработок и осуществление из них различных техногенных (физических, химических и других) воздействий на массив горных пород, отвод энергоносителя на генерирующее энергию устройство. Способ обеспечивает достижение технического результата - повышение полноты комплексного извлечения энергоресурсов полезных ископаемых за счет того, что в качестве энергоносителя используют энергию деформаций массива полезных ископаемых, вызванных гравитационно-тектоническими и техногенными напряжениями, а техногенные воздействия осуществляют динамическими нагрузками, при этом генерирующее энергию устройство располагают в горной выработке отрабатываемого массива, причем рабочие поверхности генерирующего энергию устройства ориентируют перпендикулярно максимальным сжимающим напряжениям.

Использование предлагаемого технического решения в комплексе с технологическими, противоударными и др. мероприятиями позволит повысить его эффективность.

Сущность технического решения поясняется чертежами, где на рисунке 1 изображен разрез, на котором в качестве примера, представлена схема горных выработок, подготовленного к выемке участка угольного месторождения, и места расположения устройства создания механических техногенных воздействий, для региональной разгрузки и дегазации массива, а также генерирующего электроэнергию устройства. На рисунке 2 изображена схема генерирования электроэнергии пьезоэлектрическим генератором при импульсном воздействии на него горного давления.

Способ осуществляется следующим образом. В массиве полезного ископаемого 1 проходят и крепят вскрывающие 2 и технологические выработки 3, например, дегазационные

скважины. Оптимальное месторасположение источника внешних технологических воздействий 4 для разгрузки и дегазации угольного массива, например, шахтного вибратора ВШГ – 1 [3], в горных выработках обуславливается технологичностью, значениями энергетических показателей энергоносителя в данном районе и безопасностью ведения работ по его установке и эксплуатации, например, в технологической нише 5. Генерирующее энергию устройство 6, например, пьезоэлектрический генератор устанавливают также в технологической нише 5, где динамическое воздействие упругих волн, создаваемых шахтным вибратором ВШГ – 1 максимальное.

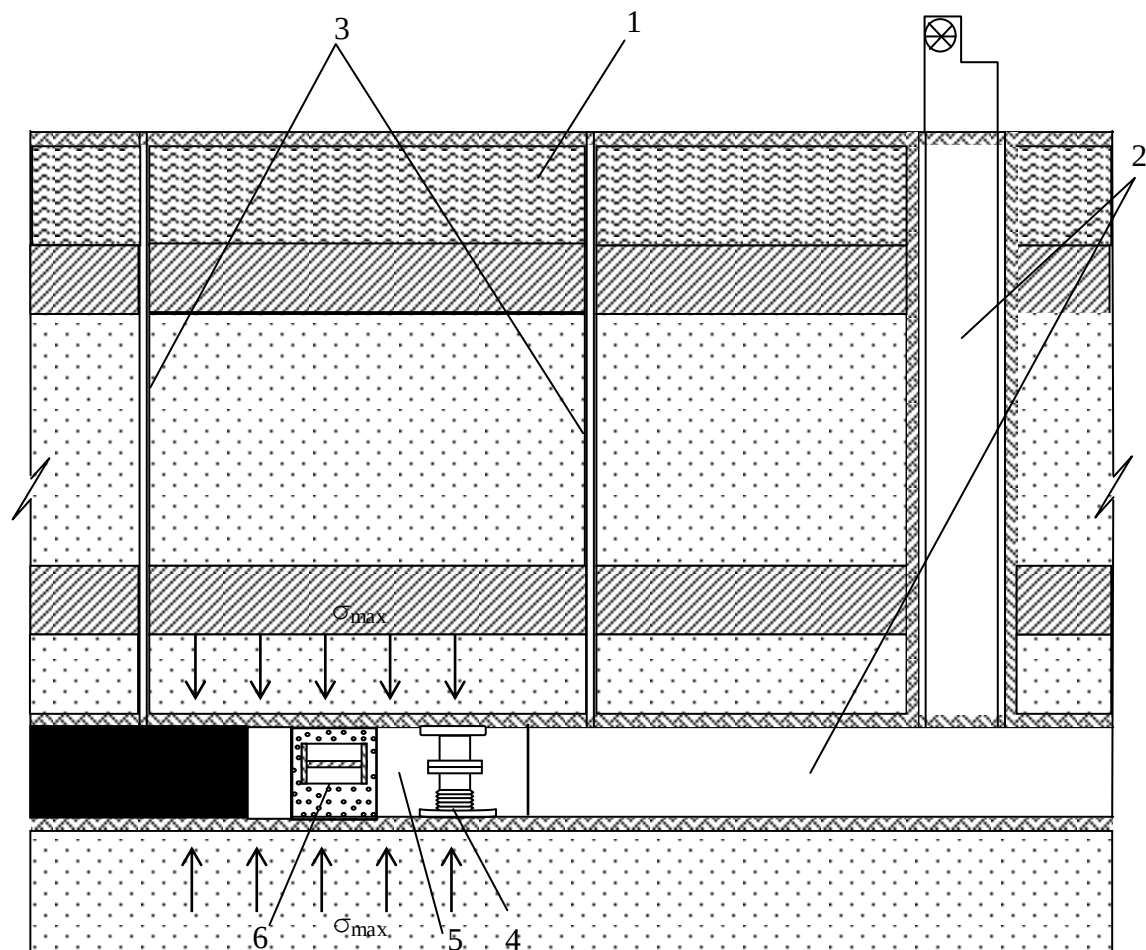


Рисунок 1 – Принципиальная схема горных выработок, подготовленного к выемке участка угольного месторождения и места расположения устройства создания механических техногенных воздействий, для региональной разгрузки и дегазации массива, а также генерирующего электроэнергию устройства

С целью максимального воздействия энергоносителя на генерирующее энергию устройство 6, в предлагаемом способе, рабочие поверхности генерирующего устройства ориентируют перпендикулярно максимальным сжимающим напряжениям  $\sigma_{\max}$ . Ориентацию действия максимальных сжимающих напряжений определяют заранее известными способами [3]. В качестве примера на рисунках 1, 2 показаны максимальные сжимающие напряжения  $\sigma_{\max}$ , вектор действия которых направлен вертикально. После определения направления действия  $\sigma_{\max}$  генератор устанавливают с ориентацией рабочих поверхностей пьезопластин горизонтально, т.е. перпендикулярно действию  $\sigma_{\max}$ , и создают жесткий контакт устройства со стенками выработки, например, закрепив цементным раствором. При этом с целью снижения потерь волновой энергии на границе сред компоненты цементного раствора выбирают такими, чтобы акустический импеданс затвердевшего раствора был близким к акустическому импедансу вмещающих залежь горных пород. С целью увеличения объемов получения элек-



трической энергии генерирующее устройство komponуют, например, из протяженных и многоуровневых модулей пьезоэлектрических преобразователей. После установки оборудования 4, 6 начинают работы по разгрузке и дегазации угольного массива. При работе шахтного вибратора ВШГ – 1, массив полезного ископаемого подвергается вибрационному воздействию, под действием которого происходит более эффективно процесс разгрузки и дегазации массива по скважинам 3.

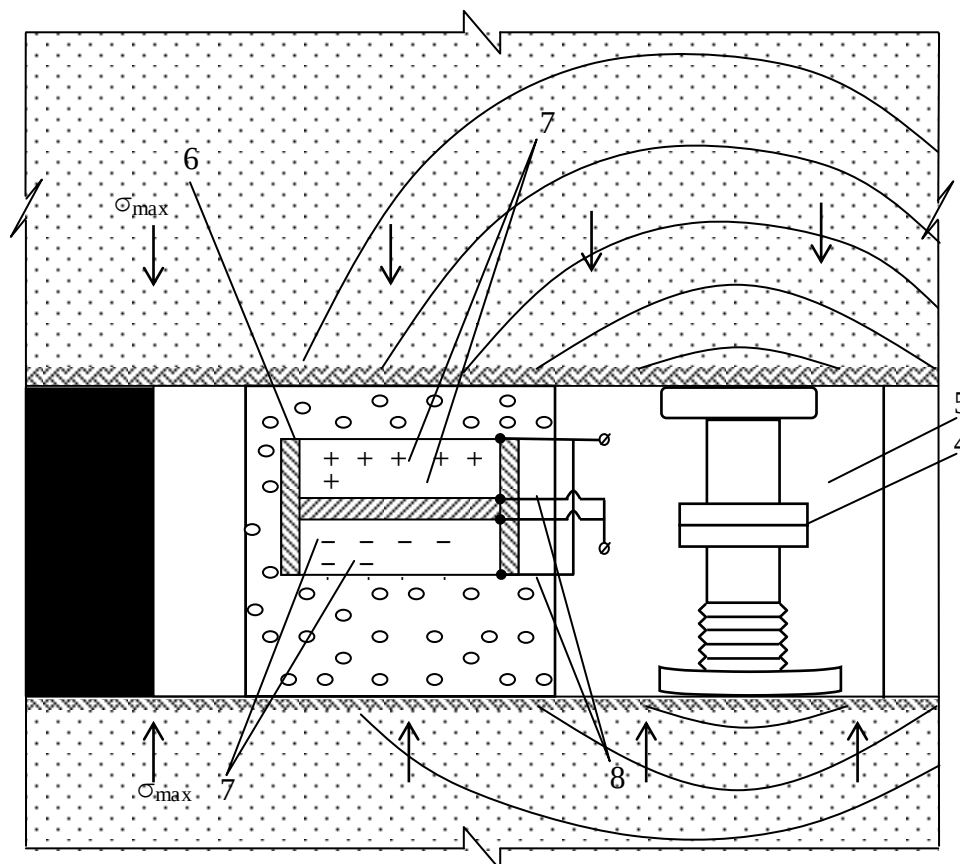


Рисунок 2 – Принципиальная схема генерирования электроэнергии пьезоэлектрическим генератором при импульсном воздействии на него горного давления

При технологическом воздействии шахтного вибратора ВШГ – 1 на массив горных пород в диапазоне частот 1 – 48 Гц и максимальным давлением до 18,5 МПа, пьезоэлектрический генератор способен воспринимать эти воздействия, т.к. пьезоэлементы способны воспринимать колебания давления от десятков Гц до десятков МГц. За счет этого возникает деформация кристаллов пьезоэлементов, и на поверхностях пьезопластин возникают разнополюсные заряды «+» и «-» 7, которые стекают по электродам 8 (токосъемные слои) в различного рода накопительные устройства, например, конденсаторы и др. В дальнейшем полученную электроэнергию используют, например, для снабжения работающих в шахте механизмов, освещения и др., создавая замкнутый энергетический цикл (рекуперация энергии).

Величина заряда, возникающего при пьезоэлектрическом эффекте, определяется соотношением

$$q = d_{11} P,$$

где  $d_{11}$  – постоянный для данного кристалла коэффициент, называемый пьезоэлектрическим модулем, К/Н;  $P$  – величина силы, вызвавшей деформацию кристалла, Н.

При использовании генерирующего устройства, например, из протяженных и многоуровневых (многослойных) модулей пьезоэлектрических преобразователей, значение разности потенциала на электродах составит длительное (по времени) суммарное значение, которое возможно аккумулировать в накопительных устройствах [7, 8], с последующим использованием, что характеризует предлагаемый способ как эффективный.

Осуществление предлагаемого технического решения в условиях разработки месторождений в сейсмоактивных зонах позволит генерирующему устройству 6 накапливать электрическую энергию без применения источника механических техногенных воздействий 4. Динамические нагрузки на массив будут осуществляться после техногенного воздействия на массив – проведения горных выработок, за счет чего произойдет нарушение первоначального равновесного напряженного состояния данного участка литосферы. Энергетика и частота общего фона сейсмических, динамических и технологических (ведение взрывных работ) событий [5] соответствует условиям для получения электроэнергии, например, пьезоэлектрическими генераторами.

Предлагаемое техническое решение, в некоторых условиях (в районах тектонических разломов и других сейсмоактивных зонах) имеет перспективу для строительства подземных энергостанций, работающих на вышеуказанных принципах.

#### Список литературы

1. Адушкин В.В. Актуальные проблемы геомеханики земной коры [Электронный ресурс]: Электронный научно-информационный журнал «Вестник ОГГГН РАН». – 2001. – № 1(16)'. [http://www.scgis.ru/russian/cp1251/h\\_dgggms/1-2001/adushkin.htm#begin](http://www.scgis.ru/russian/cp1251/h_dgggms/1-2001/adushkin.htm#begin)
2. Квапил Р. Новые взгляды в теорию горного давления и горных ударов [Текст]. – М.: Углетехиздат, 1969. – С.9-13.
3. Петухов И.М. Предотвращение горных ударов на рудниках [Текст]/ И.М. Петухов, П.В. Егоров, Б.Ш. Винокур. – М.: Недра, 1984. – С. 114-123
4. Хаин В.Е. Геотектоника с основами геодинамики / В.Е. Хаин, М.Г. Ломизе [Текст]. – М.: КДУ, 2005. – С. 517-523.
5. Курленя М.В. Геомеханические проблемы разработки железорудных месторождений Сибири [Текст]./ М.В. Курленя, А.А. Еременко, Б.В. Шрепп. – Новосибирск: Наука, 2001. – С.18-26.
6. Пат. 2377413 Россия, МПК<sup>7</sup> Е 21 F 17/04. Способ получения электрической и других видов энергии при подземной разработке массива полезных ископаемых [Текст]/ Г.Н. Волченко, Н.Г. Волченко, В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова, В.М. Серяков, Д.К. Волченко. СибГИУ. – № 2008142931; заявл. 29.10.08; опубл. 27.12.2009, Бюл. №36. – 8 с.: 2 ил.
7. Уорден К. Новые интеллектуальные материалы и конструкции. Свойства и применение [Текст]. – М.: Техносфера. – 2006. – С.119-125.
8. Шарапов В.М. Пьезоэлектрические датчики [Текст]/В.М. Шарапов, М.П. Мусиенко, Е.В. Шарапова. – М.: Техносфера. – 2006, 632с.

УДК 622.233:622.235:622.831

### **РАЗРАБОТКА КВАЗИДИНАМИЧЕСКОЙ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ФОРМИРОВАНИЯ ВЗРЫВНОЙ ВОРОНКИ ПРИ ВЗРЫВАНИИ ЗАРЯДА ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ НА СВОБОДНУЮ ПОВЕРХНОСТЬ**

*Волченко Г.Н., Кулаков В.И., Фрянов В.Н.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Ранее выполненными исследованиями установлены закономерности формирования взрывной воронки при различных условиях взрывания зарядов взрывчатых веществ (ВВ), влияния зоны растягивающих напряжений у забоя (отжима) на изменение угла створа и объема воронки взрыва в напряженных физических моделях. Выявлены закономерности динамики микроразрушений в упругой зоне при взрыве сферического заряда в горной породе [1-4]. Однако, если многие процессы, определяющие механический эффект взрыва в скальных горных породах, представляются качественно ясными, то количественная оценка их, а также

последовательность процесса разрушения отдельных участков массива в зоне взрывной воронки до сих пор мало изучены. На практике это часто приводит к недостаточной обоснованности применяемых параметров буровзрывных работ, особенно применительно к условиям взрывной отбойки руды при действии гравитационно-тектонических и техногенных напряжений, изменяющихся горнотехнических условий взрыва, что существенно снижает технико-экономические показатели проводимых взрывов, за счет снижения качества дробления горной массы.

Дальнейшие исследования механизма формирования взрывной воронки должны основываться на разработке достоверной математической модели этого механизма с использованием результатов экспериментальных исследований. Математическое моделирование напряженно - деформированного состояния (НДС) массива горных пород составляет значительную часть исследований, выполненных в мировой практике. Они позволили дать оценку механического поведения горного массива в окрестности очистных пространств. Этому в последние десятилетия способствовало появление вычислительных комплексов с высоким быстродействием и достаточным объемом памяти, открывающих большие возможности при решении широкого класса задач механики горных пород. Немалую роль играет все возрастающая стоимость подготовки и проведения экспериментальных исследований как в лабораторных, так и в промышленных условиях, приводящая к тому, что во многих случаях математическое моделирование – единственная возможность оценки НДС массива горных пород [5].

Перспектива этих исследований состоит в создании автоматизированной системы проектирования параметров буровзрывных работ для проведения массовых взрывов по специальным проектам, учитывающей варьирование массы зарядов ВВ, горнотехнических условий взрыва, физико-механических свойств и НДС массива горных пород. Использование метода математического моделирования при проектировании подземных массовых взрывов позволит моделировать картину напряженного состояния отбиваемого блока при поэтапном взрывании зарядов ВВ в различных схемах короткозамедленного взрывания (КЗВ) с возможностью выбора оптимальной; разработки системы автоматизированного проектирования массовых взрывов [6]; свести к минимуму субъективное влияние проектировщика на результаты проектирования.

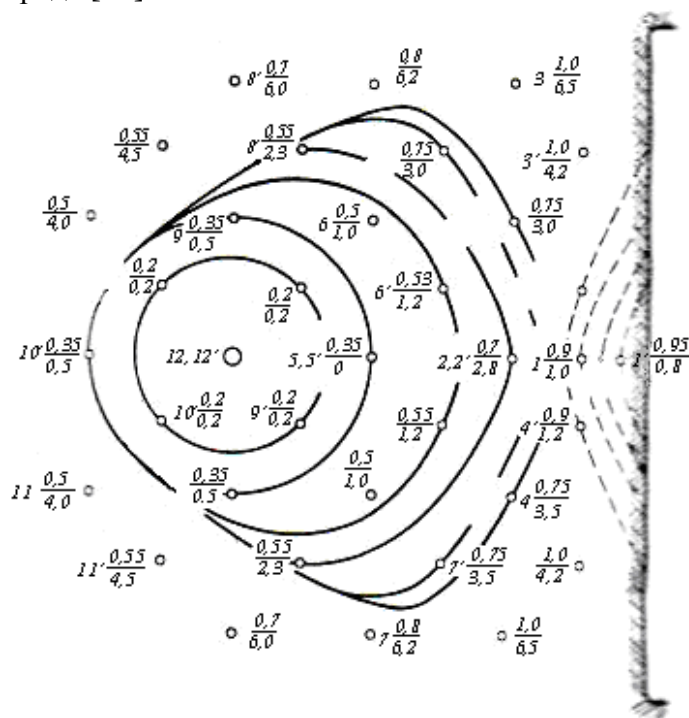
Разработка математической модели основывалась на экспериментальных данных, полученных при проведении взрывов зарядов ВВ в монолитной железной руде с крепостью по шкале М.М. Протодяконова  $f = 12$ , в производственных условиях Шерегешской шахты. Методика и место проведения экспериментов приведены в работах [7, 8].

На рисунке 1 показаны закономерности формирования фронта разрушения в створе взрывной воронки при взрывании на модели заряда ВВ на свободную поверхность, полученные из анализа времени разрушения датчиков на различных расстояниях в створе взрывной воронки.

Анализ данных производственных экспериментов позволяет сделать следующие выводы. При взрыве заряда ВВ происходит разрушение массива и стеклянно-проволочных датчиков за счет роста магистральных трещин и возникновения в его отдельных частях элементарных подвижек. На рисунке 1 показаны изолинии в моменты времени 0; 0,5; 2,3; 2,8; 3,0; 4,2  $10^{-3}$  с срабатывания датчиков на расстояниях 0,2; 0,35; 0,5; 0,7; 0,1 м от центра взрыва соответственно.

Математическое моделирование формирования взрывной воронки при взрывании заряда ВВ на обнаженную поверхность осуществляли с помощью метода конечных элементов, с использованием методических подходов, предложенных в работе [9]. Основная идея подхода к математическому моделированию такого сложного явления как взрыв заряда взрывчатого вещества в горной породе заключается в синтезе дискретных состояний, полученных в квазистатическом решении задач в определенные интервалы времени на всем протяжении формирования взрывной воронки. Такой подход обусловлен затруднениями решения этой задачи в динамической постановке на данном этапе развития исследовательской базы. Ква-

зистатический подход к моделированию взрыва заданием статической нагрузки на стенки взрывной полости и определением критических напряжений является одним из признанных методов, дающих качественную оценку НДС при математическом моделировании взрыва заряда ВВ в горной породе [10].



в числителе – расстояние датчика до заряда ВВ, м;

в знаменателе – время разрушения датчика от момента взрыва,  $10^{-3}$  с

Рисунок 1 – Закономерности формирования фронта разрушения в створе взрывной воронки при взрывании заряда ВВ на свободную поверхность

В настоящей статье для оценки достоверности математического моделирования использовались результаты, полученные в производственных условиях [7, 8]. Выявленные параметры распространения фронта разрушения в створе взрывной воронки (время и место), позволяют осуществить принятый методический подход. Зная механическое состояние горной породы в определенные моменты времени можно их смоделировать в квазистатическом решении. При синтезе (суперпозиции) результатов таких решений можно отразить исследуемый процесс в квазидинамической постановке.

За начало системы координат выбрали точку, совпадающую с устьем скважины. Расчетная область представляет собой параллелепипед (рисунок 2) с размерами (м):  $-5 \leq X \leq 5$ ;  $-5 \leq Y \leq 5$ ;  $-5, 9 \leq Z \leq 200$ . Внутри расчетной области имеется выработка с координатами:  $-4 \leq X \leq 4$ ;  $-3 \leq Y \leq 0$ ;  $-0,9 \leq Z \leq 0,9$ ; ниша с координатами:  $1, 1 \leq X \leq 2, 1$ ;  $0 \leq Y \leq 2, 2$ ;  $-0, 9 \leq Z \leq 0, 9$ , а также скважинный заряд ВВ с координатами  $X = 0$ ;  $0 \leq Y \leq 1, 8$ ;  $Z = 0$ . Скважина (на рисунке 2 шпур) диаметром 0, 076 м полностью заполнена зарядом ВВ из патронированного аммонита № 6 массой 4 кг.

Моделируемая область разбита на слои: 20 слоёв параллельных координатной плоскости YOZ ( $x = 0$ ); 20 слоёв параллельных координатной плоскости XOZ ( $y = 0$ ); 10 слоёв параллельных координатной плоскости XOY ( $z = 0$ ). По оси OY слои ограничены сечениями по координатам  $Y = -5, 0; -4, 0; -3, 0; -2, 5; -1, 0; -0, 2; 0; 0, 2; 0, 4; 0, 6; 0, 8; 1, 0; 1, 1; 1, 3; 1, 5; 1, 8; 1, 9; 2, 2; 2, 5; 3, 0; 5, 0$  м. Слои, ограниченные плоскостями параллельными координатным плоскостям OX и OZ и соответственно их толщина варьируется в зависимости от фазы взрыва. Таким образом, имеем 4000 параллелепипедов, каждый из которых разбит на 6 тетраэдральных конечных элементов. Следовательно, вся исследуемая область разбивается на 24000 тетраэдральных конечных элементов.

Делаем допущение, что по оси OZ на тетраэдры действуют объемные гравитационные силы  $\gamma H$ , где  $\gamma$  – объемный вес слоев горных пород,  $\text{кг/м}^3$ ;  $H$  – глубина заложения горной выработки, м.

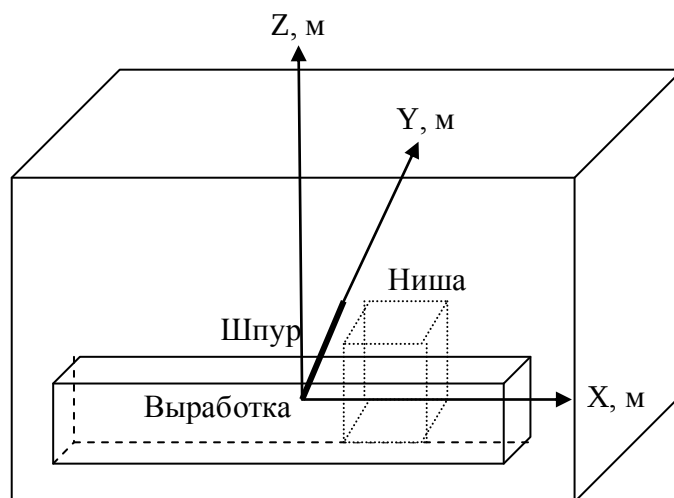
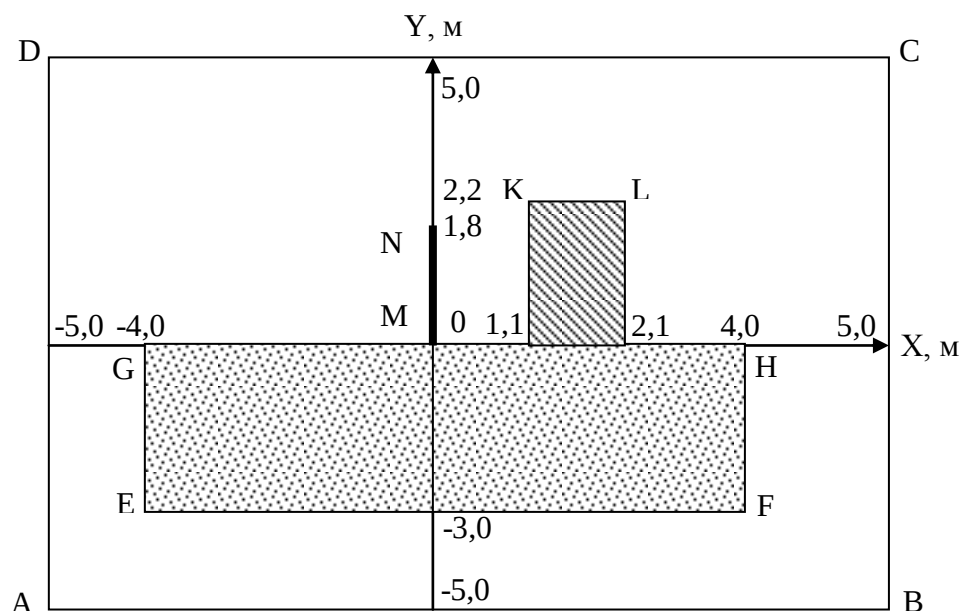


Рисунок 2 – Расчетная область

При расчетах использованы следующие граничные условия: на боковой поверхности перемещения по оси OX  $u = 0$ ; по оси OY  $v = 0$ ; по оси OZ перемещения свободны. На нижней плоскости перемещения закреплены по всем трем направлениям. Перемещения на всех гранях выработки и ниши свободны. На стенки шпура, из условий взрывания применяемых зарядов ВВ в производственном эксперименте (скважина диаметром 76 мм, глубиной 1,8 м, с зарядом патронированного аммонита №6 весом 4 кг) [7], согласно методике расчета [11, 12] принято действующее внутреннее давление  $p = 300$  МПа. Далее, согласно исследованиям [7, 8], моделировали приложение нагрузки на границу сработавших датчиков, при этом статическая нагрузка уменьшалась с учетом расширения взрывной полости.

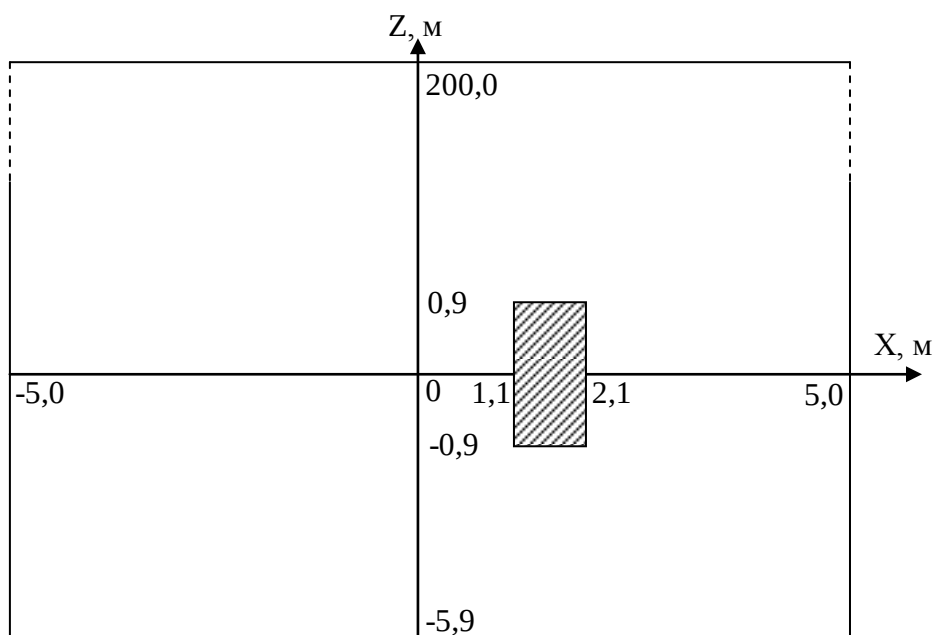
На рисунке 3 показано сечение области исследования плоскостью  $Z = 0$ .



А В С D – внешний контур области; Е F Н G – сечение выработки;  
заштрихованная область – сечение ниши; М N – сечение шпура

Рисунок 3 – Система координат в сечение расчетной области плоскостью  $Z = 0$

На рисунке 4 показано сечение области исследования при  $Y = 0$ .


 Рисунок 4 - Система координат в сечении расчетной области при  $Y = 0$ 

Решение задачи в трехмерной постановке обуславливает НДС в точке массива вторым инвариантом девиатора тензора напряжений (интенсивность касательных напряжений), при котором предельные нагрузки, из-за невозможности определения по теории Кулона-Мора, не учитывающей все компоненты тензора напряжений, определяется по гипотезе наибольшей энергии формоизменения (методом эквивалентных напряжений) [13] из выражения

$$\sigma \leq \sqrt{\frac{1}{2} [(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_1 - \sigma_3)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2]}, \quad (1)$$

где  $[\sigma]$  — предельные разрушающие напряжения, Па;  $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$  — главные напряжения объемного напряженного состояния, Па;

или в общем виде

$$\sigma \leq \frac{1}{\sqrt{6}} \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_y - \sigma_z)^2 + (\sigma_x - \sigma_z)^2 + 6 \cdot (\tau_{xy}^2 + \tau_{yz}^2 + \tau_{xz}^2)}, \quad (2)$$

где  $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$  — нормальные напряжения по осям  $ox, oy, oz$  соответственно, Па;  $\tau_{xy}, \tau_{yz}, \tau_{xz}$  — касательные напряжения в соответствующих плоскостях, Па.

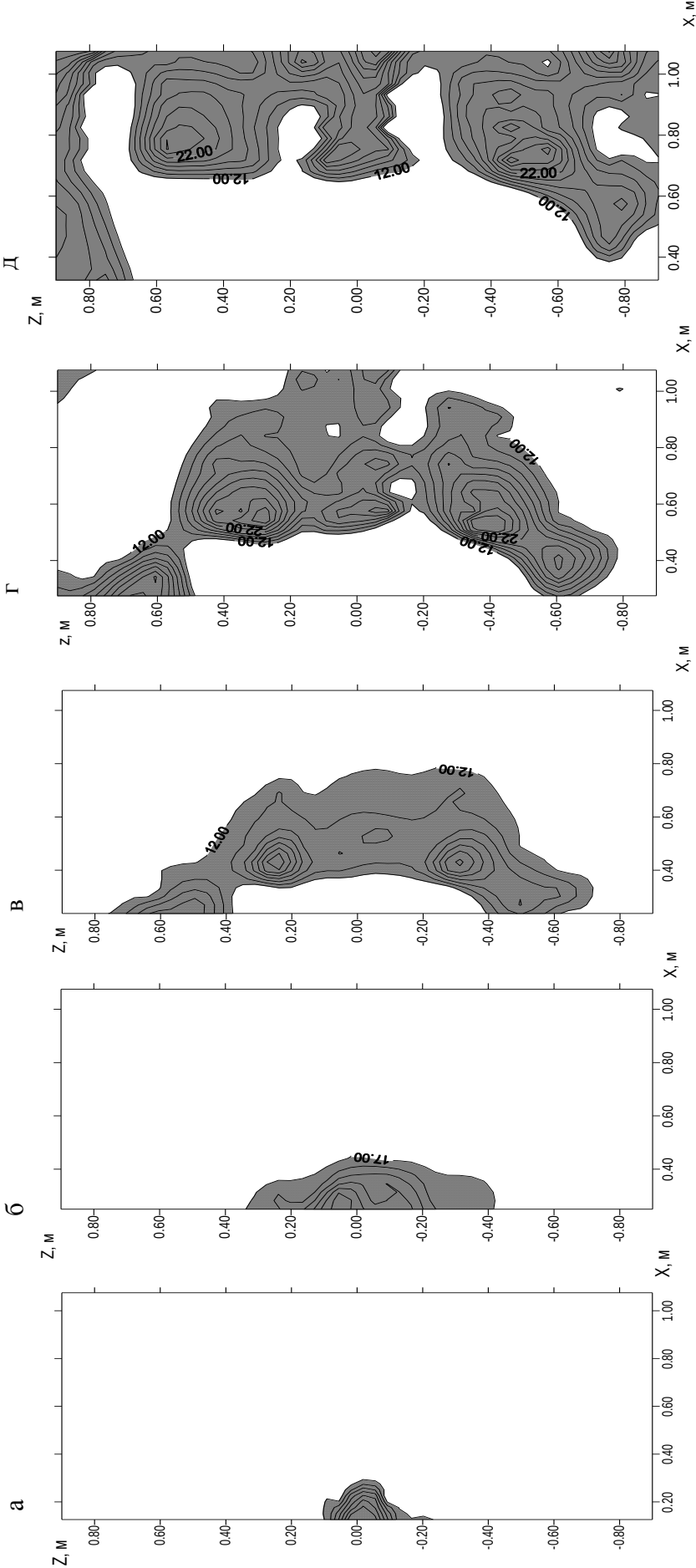
На рисунке 1 показаны экспериментальные данные времени разрушения датчиков находящихся на расстояниях 0,2; 0,35; 0,5; 0,7; 0, 1 м от скважинного заряда ВВ.

Результаты определения областей разрушающих напряжений показаны на рисунке 5 а, б, в, г, д. Заштрихованные области показывают те участки, где эквивалентные напряжения превышают предел прочности горной породы.

Расчеты проводились в последовательности показанной на рисунке 5. В начальный момент времени к стенкам скважины приложена нагрузка 300 МПа. Этот этап взрыва моделирует действие ударной волны в ближней зоне взрыва, характеризующейся образованием зоны смятия (пластические деформации). На рисунке 5 а обозначена область критических эквивалентных напряжений в начальный момент взрыва в сечении  $Y = 1,0$  м.

На втором этапе расчетов напряжения, полученные на предыдущем этапе, используются в качестве граничных условий на границе области, показанной на рисунке 5 б. Данная область соответствует моменту времени  $t = 0,5$  мс.

Аналогично, на следующем этапе моделирования, в качестве граничных условий использованы напряжения на границе отмеченной области, полученные на предыдущем этапе.



а – первый, б – второй, в – третий, г – четвертый, д – пятый этапы моделирования  
Рисунок 5 – Закономерности поэтапного формирования эквивалентных разрушающих напряжений в створе взрывной воронки при взрыве заряда ВВ, полученные методом математического моделирования

При этом в той части области, где предположительно произошло разрушение, модули упругости пород в конечных элементах принимаются равными нулю. В результате получаем распределение критических эквивалентных напряжений, показанное на рисунке 5 в. Данная область соответствует моменту времени  $t = 2,3$  мс.

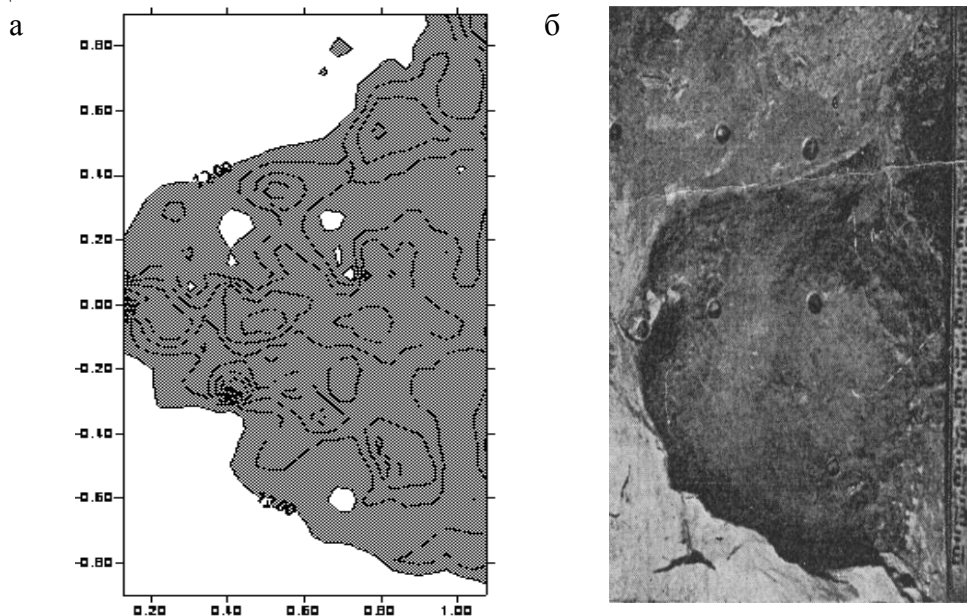
Продолжая моделирование по указанной выше методике, получим распределение критических эквивалентных напряжений на четвертом и пятом этапах (рисунок 4 з, д) для времени 2,8 и 3,0 мс после взрыва заряда ВВ.

Таким образом, в результате математического моделирования получены зоны разрушения, которые соответствуют расположению разрушенных датчиков в натурных условиях.

На рисунке 6 для сравнения показан результат, полученный методом математического моделирования и результат, полученный в натуре, при проведении экспериментов в производственных условиях..

На рисунке 6 а изображена область разрушения в створе взрывной воронки, полученная объединением (интегрированием) дискретных состояний НДС массива при квазистатическом нагружении в исследованных интервалах  $0 \div 0,2$  м,  $0,2 \div 0,35$  м,  $0,35 \div 0,5$  м,  $0,5 \div 0,7$  м,  $0,7 \div 1,0$  м по оси ОХ в сечении  $Y = 1,0$  м.

На рисунке 6 б показана фотография общего вида взрывной воронки, полученной в результате промышленных экспериментов [7,8]. Удовлетворительная сходимость результатов формообразования взрывной воронки в производственных условиях и полученных методом математического моделирования позволит и в дальнейшем успешно применять комплексные методы исследований.



а – закономерность формирования разрушающих эквивалентных напряжений, полученных поэтапным суммированием в результате математического моделирования в вертикальной плоскости ZOХ в сечении  $Y = 1,0$  м;

б – фотография общего вида взрывной воронки, полученный в результате промышленных экспериментов [7, 8]

Рисунок 6 – Результаты исследования методом математического моделирования формирования воронки от взрыва единичного заряда ВВ в квазидинамическом решении

Дальнейшие исследования планируется направить на выявления закономерностей и математической модели формирования взрывной воронки при различном закреплении плоскости отбойки, моделирования группового взрывания зарядов ВВ в процессе короткозамедленного взрывания с целью разработки системы автоматизированного проектирования массовых взрывов с учетом напряженно-деформированного состояния разрушаемого массива горных пород.



Список литературы

1. Миндели Э. О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых [Текст]. – М.: Недра, - 1966, с. 265-281.
2. Койлов В. Г. Разрушение твёрдых сред взрывом [Текст]/ В.Г. Койлов, И.А. Семенюк, Л.Ф. Чарыгина, В.П. Чарыгин – Киев. – Наукова думка, 1975. 135 с.
3. Петров Н.Г. Результаты лабораторных исследований взрывания зарядов ВВ на обнаженную поверхность [Текст] / Н.Г. Петров, С.П. Мальцев // Научные сообщения ИГД им. Скочинского, вып.50 – 51. – М. – Недра.1974г. С. 33-38.
4. Шер Е.Н. Динамика микроразрушений в упругой зоне при взрыве сферического заряда в горной породе [Текст] / Е.Н. Шер, Н.И. Александрова // ФТПРПИ. – 2001. – № 5.
5. Курленя М.В. Техногенные геомеханические поля напряжений [Текст] / М.В. Курленя, В.М. Серяков, А.А. Еременко. – Новосибирск: Наука, 2005. – 264с.
6. Викторов С.Д. Автоматизированное проектирование массовых взрывов на крьерах [Текст] / С.Д. Викторов, Н.Н. Казаков, А.Н. Кочанов // Физические проблемы разрушения горных пород: Сб. тр. Третьей междунар. науч. конф., 9-14 сен. 2002г., Абаза (Хакасия). – Новосибирск: Наука, 2003. – с.39-42.
7. Волченко Н.Г. Разрушение массива в зоне взрывной воронки [Текст] / Н.Г. Волченко, А.А. Блинов, В.П. Емельянов, Г.В. Афанасенко // Исследование технологии и определение параметров разработки рудных месторождений. – М.: Наука, ИФЗ им. О.Ю. Шмидта АН СССР, 1971, с. 126-133.
8. Волченко Н.Г. Изыскание способов повышения дробящего действия взрыва при отбойке массива на зажимающую среду [Текст]: дисс. канд. техн. наук / ИФЗ им. О.Ю. Шмидта АН СССР.- М. - 1974. - 142с.
9. Павлова Л.Д. Расчёт параметров объёмного геомеханического состояния слоистого массива горных пород при отработке свиты пологих или наклонных угольных пластов / Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов // Свидетельство об отраслевой регистрации пакета компьютерных программ № 6605. № ГР 50200601363, дата регистр. 14.07.2006 г.
10. Серяков В. М. Геомеханическое обоснование параметров скважинных зарядов при отбойке напряженного массива [Текст] / В.М.Серяков, Г.Н. Волченко, А.В.Серяков // ФТПРПИ. – 2003. - № 5. – С. 23 – 29.
11. Баум Ф.А. Физика взрыва [Текст] / Ф.А. Баум, К.П. Станюкович, Б.И. Шехтер. – М.: Физматгиз, 1959. – 800 с.
12. Казаков Н.Н. Графическое определение начального давления на стенки взрывной полости [Текст] / Н.Н. Казаков // Развитие теории и практики взрывного дела: Взрывное дело № 71/28. – М.: Недра. – 1972. – с. 98 – 102.
13. Работнов Ю.Н. Механика деформируемого твердого тела [Текст]. – М.: Наука. – 1988. – 712с.

УДК 622.27(571.17)

**К ВОПРОСУ О РАЗВИТИИ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ  
КОМБИНИРОВАННОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ В УСЛОВИЯХ ЮГА КУЗБАССА**

*Домрачев А.Н., Лукин К.Д.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Возрождение интереса к реализации комбинированной технологии на современной технической и экономической основе может быть условно отнесено к концу 1990-х-началу 2000-х гг., когда для действующих разрезах «Сибиргинский», «Моховский», «Ольжерасский», «Кедровский» были спроектированы, а на «Сибиргинском» и «Моховском» разрезах

построены участки подземных горных работ, в настоящее время функционирующие как самостоятельные шахты [1-6].

Параллельно с расширением импорта высокопроизводительного оборудования для выемки угля в коротких забоях началось внедрение короткозабойных систем разработки для доработки запасов, не подлежащих выемке длинными комплексно-механизированными забоями (ДКМЗ) из-за сложных горно-геологических условий и (или) ограниченности объема промышленных запасов. В ряде случаев — для доработки запасов поля шахты «Нагорная», разреза «Листвянский» и выемки участка пласта VI со сложными горно-геологическими условиями на шахте «Имени В.И. Ленина» были применены короткие забои на основе гидро-механизации, что позволяет утверждать о синтезе новых технологических схем на основе комбинированной и гидравлической технологий. Таким образом, начала складываться основа для теоретического обобщения и прогнозирования развития подходов к разработке месторождений угля с одновременным использованием элементов двух и более традиционных технологий.

В то же время следует отметить, что изначально развитие комбинированной технологии не носило системного характера и было призвано решать задачи, связанные, в основном, с обеспечением продления срока работы горнодобывающих предприятий без значительных капитальных затрат на реконструкцию в ее классическом варианте или в условиях ограниченности запасов, благоприятных для отработки по традиционной для шахты (разреза) технологии в границах горного отвода. Накопленный опыт реализации комбинированной технологии позволил сделать ряд обобщений, основные положения которых приведены ниже.

1. Наибольшее распространение получила реализация комбинированной технологии в границах шахтного (карьерного) поля или при объединении предприятий с различными технологиями (способами) добычи угля в единую систему (например, Коркинский разрез и прилегающие шахты). При этом реализация комбинированной технологии в границах этажей (панелей) и выемочных полей не получила существенного развития (рисунок 1).

2. Разработанная Сибгипрошахтом методика определения проектной мощности участка подземных горных работ [7] ориентирована на условия разреза «Сибиргинский» и не может быть использована в качестве основы для проектирования аналогичных участков с отличающимися и (или) изменчивыми горно-геологическими и горнотехническими условиями.

3. Гидравлическая технология как элемент подземной комбинированной добычи угля в целом не получила ожидаемого развития, так как высоконапорная гидроотбойка неэффективна при локализации в рамках гидро модуля (а не гидрошахты с напорным гидротранспортом и гидроподъемом), а механогидравлическая выемка угля малопроизводительна и не имеет технической базы (в настоящее время ограниченно выпускается только механогидравлический комбайн КСП-22МГ, который не может серьезно рассматриваться в качестве добычного).

4. Не в полной мере реализуются полученные «на кончике пера» преимущества комбинированной технологии, связанные с использованием открытых горных выработок и выработанного пространства разреза для вскрытия и подготовки шахт, монтажа очистного оборудования с поверхности, снижения сопротивления вентиляционных сетей и повышения эффективности дегазации.

5. Считается что традиционный аппарат проектирования шахт и разрезов является достаточным для обоснования эффективности реализации комбинированной технологии. Однако, по мнению авторов, в большинстве случаев требуется более тщательная проработка проектных задач, в том числе с привлечением аппарата математического моделирования.

Таким образом, актуальной на современном этапе теоретического обоснования реализации комбинированной технологии становится задача разработки адекватной модели функционирования горного предприятия, на котором реализовано несколько традиционных технологий добычи угля.

Целью моделирования может стать обоснование использования комбинированной технологии для регенерации законсервированных и ликвидированных шахт. Методология и результаты моделирования работы шахты с длинными комплексно-механизированными забоями детально изложены в [8].

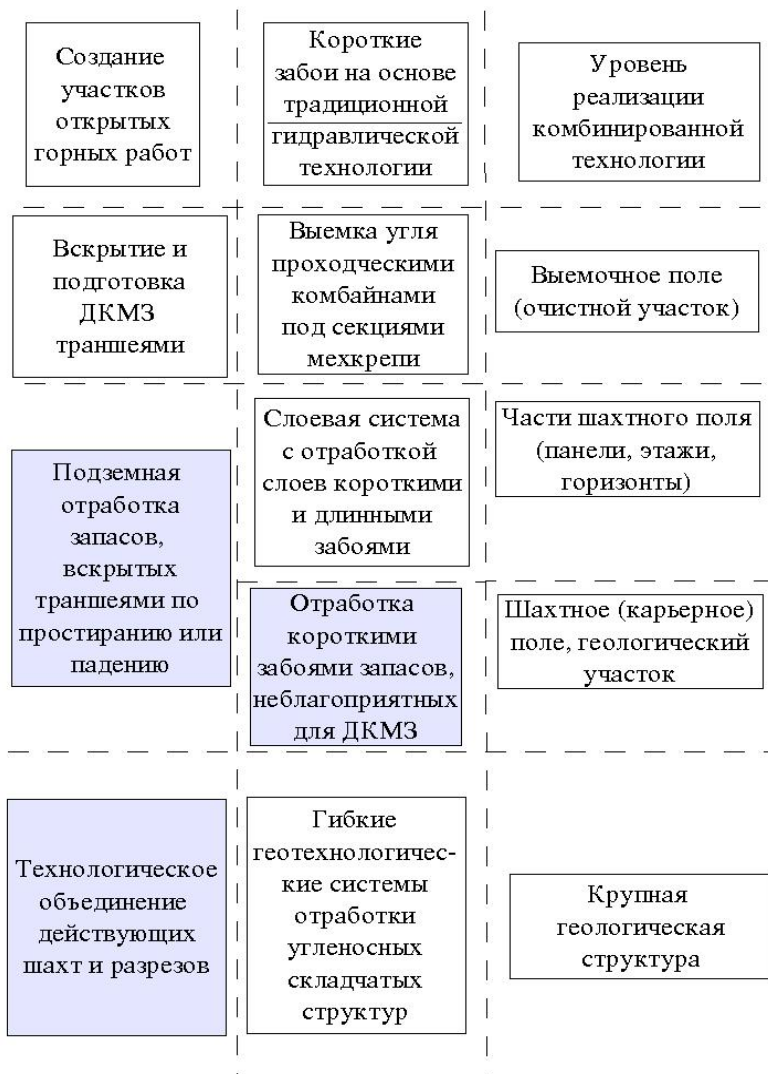


Рисунок 1 - Укрупненная блок-схема реализации комбинированной (в том числе открыто-подземной) технологии

На рисунке 2 приведены результаты ретроспективного моделирования работы короткого забоя при реализации камерной системы разработки с использованием комбайна 1ГПКС-04 при доработке запасов пласта XVI в условиях регенерации ликвидированной шахты «Шушталепская» с прирезкой запасов поля ликвидированной шахты «Северный Кандыш» и объединением с участком открытых горных работ (разрез «Западный»). На рисунке 3 приведены результаты моделирования участка открытых горных работ (разрез «Западный») при отработке запасов пластов XXXI и XXXII (суммарная мощность 8,5-10,4м) в условиях лимитированного парка экскаваторов и автосамосвалов.

Таким образом, полученные предварительные результаты позволяют сделать вывод о перспективности развития теоретического обоснования и реализации на основе комбинированной технологии решений по регенерации горных предприятий с ограниченным объемом запасов, благоприятных для отработки ДКМЗ. Побочным направлением развития данной темы может стать разработка теоретических основ резервирования на основе комбинированной технологии фронта очистных работ для шахт, отрабатывающих запасы с изменчивыми горно-геологическими условиями.

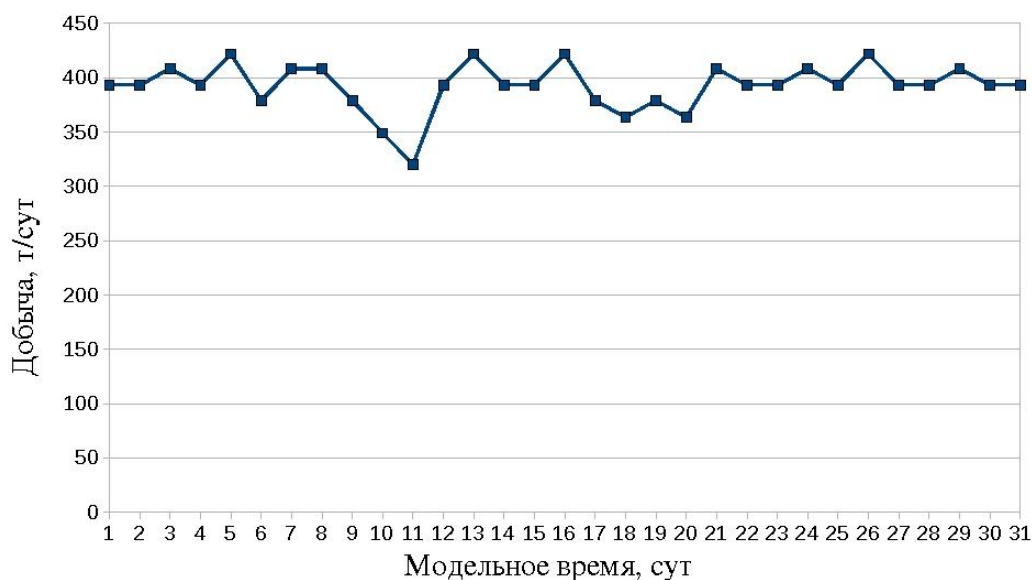


Рисунок 2 - Результаты моделирования работы короткого забоя

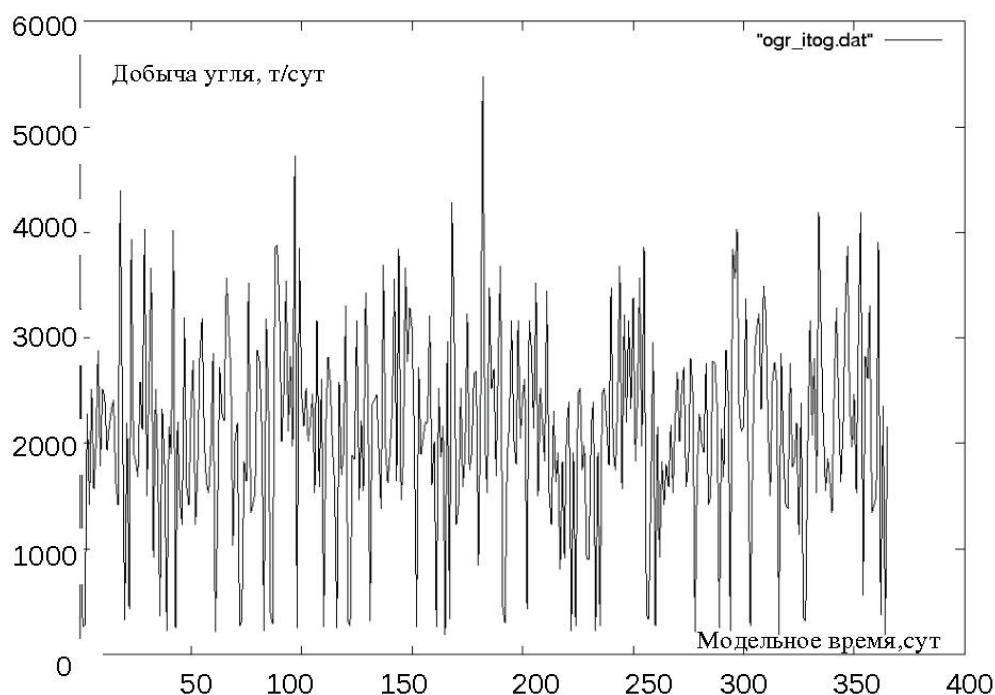


Рисунок 3 - Результаты моделирования эксплуатации участка открытых горных работ

#### Список литературы

1. Лось И.Н. Научные основы комбинированной разработки угольных месторождений Севера. / И.Н. Лось. - Новосибирск: Наука, 1991. - 181 с.
2. Агудалин Б.П. Шахта ОАО «Разрез Сибиргинский». Освоение производственной мощности в первый год после пуска./ Б.П. Агудалин, А.Г. Пирожков // Уголь. - 2003. - №8. - С. 22 - 24.
3. Гусаров И.А. Опыт отработки пласта «Полысаевский-II» подземным способом на горном отводе ООО «Разрез Моховский»/ И.А. Гусаров, О.Г. Лырченков, В.А. Ермаков // Уголь. - 2003. - № 8. - С. 20 - 21.
4. Проект строительства открыто-подземного гидроучастка разреза «Кедровский». Пояснительная записка. - Новокузнецк, ВНИИГидроуголь, 1997. - Т1. - 100 с.
5. Кабанов М.Ю. Угольный разрез «Коркинский»/ М.Ю.Кабанов // Уголь. - 2005. - № 8. - С. 54 - 55.

6. Технология вскрытия шахтного поля угольных месторождений траншеями/ Л.Н. Кашпар, И.В. Деревяшкин, О.В. Чигарев, Е.Е. Корчагин // Уголь.- 2002. - № 4. - С. 58 - 60.
7. Кодела В.В. Оптимизация технологических параметров при проектировании участка подземных горных работ на действующем разрезе «Сибиргинский»/ В.В. Кодела, А.А. Ордин // Уголь.- 2000.- № 8. - С. 33 - 35.
8. Домрачев А.Н. Моделирование технологической схемы действующей шахты современного технического уровня/ А.Н. Домрачев, Т.М. Кутцар В сб. «Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов»/ Сиб.гос.индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. - Новокузнецк, 2009. - 413 с.

УДК 622.831

## РЕАЛИЗАЦИЯ МОДЕЛИ ПРОВЕДЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ СРЕДСТВАМИ ОБЪЕКТНО-ОРИЕНТИРОВАННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

*Домрачев А.Н.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

В основу модели технологических процессов в подготовительной выработке положено представление технической единицы (модуля) проходческого оборудования в виде самостоятельного класса, реализованного в объектно-ориентированной среде программирования C++. Состояние объекта задается набором переменных, технологические процессы и операции реализуются в виде функций соответствующего класса. Укрупненная структурная схема модели приведена на рисунке 1.



Рисунок 1 - Укрупненная структурная схема модели проходческого забоя

Взаимодействие между классами осуществляется посредством изменения значений переменных *manage*, которые определяют последовательность запуска в работу проходческого оборудования в соответствии с последовательностью операций, заданной в рамках

проходческого цикла. Параметры отдельных единиц проходческого оборудования определяются посредством функций, определенных внутри соответствующих классов. Функции реализованы на основе генераторов случайных чисел, реализация которых детально рассмотрена в [2, 3]. Исходные данные для моделирования проведения подготовительной выработки приведены в таблице 1.

Таблица 1- Исходные данные для моделирования проведения подготовительной выработки

| Объект                                  | Свойства объекта            | Ед. изм.          | Закон распределения случайной величины | Параметры закона распределения |                     |                     |
|-----------------------------------------|-----------------------------|-------------------|----------------------------------------|--------------------------------|---------------------|---------------------|
|                                         |                             |                   |                                        | среднее                        | дисперсия           | вариация            |
| Проведение выработки комбайном ГПКС/JOY |                             |                   |                                        |                                |                     |                     |
| Комбайн                                 | Минутная производительность | <u>т</u><br>мин   | Нормальный                             | <u>1,20</u><br>3,20            | <u>5,30</u><br>9,30 | <u>0,52</u><br>0,98 |
| Буровая установка                       | Минутная производительность | <u>м</u><br>мин   | Нормальный                             | 0,7                            | 1,16                | 0,65                |
| Самоходный вагон                        | Скорость движения           | <u>м</u><br>мин   | Нормальный                             | 1,16                           | 2,50                | 0,73                |
| Время простоя комбайна                  | Длительность простоя        | <u>мин</u><br>сут | Экспоненциальный                       | <u>340</u><br>280              |                     |                     |
| Время простоя буровой установки         | Длительность простоя        | <u>мин</u><br>сут | Экспоненциальный                       | <u>120</u>                     |                     |                     |
| Время простоя самоходного вагона        | Длительность простоя        | <u>мин</u><br>сут | Экспоненциальный                       | <u>240</u>                     |                     |                     |

Скорость подвигания выработки при использовании комбайнов ГПКС изменялась от 0 до 14 м/сут, при использовании комбайнов JOY – от 0 до 18 м/сут. Для бурения шпуров под анкры использовались установки типа RAMBOR, хронометражные данные о работе которых приведены в [1]. Сечение выработок при моделировании было принято равным  $14,5 \text{ м}^2$ , коэффициент присечки - 55%, что соответствует данным по выработкам, проводимым по пластам 14 и 15 шахт «Абашевская» и «Юбилейная». Суммарный объем бурения шпуров под анкры принят равным 12,6 м, длительность установки одного анкера - 3 мин. Расчетные и фактические [1] частоты значений суточного подвигания подготовительных забоев для комбайнов ГПКС и JOY приведены на рисунках 2 и 3 (светлые элементы - факт, темные - расчет).

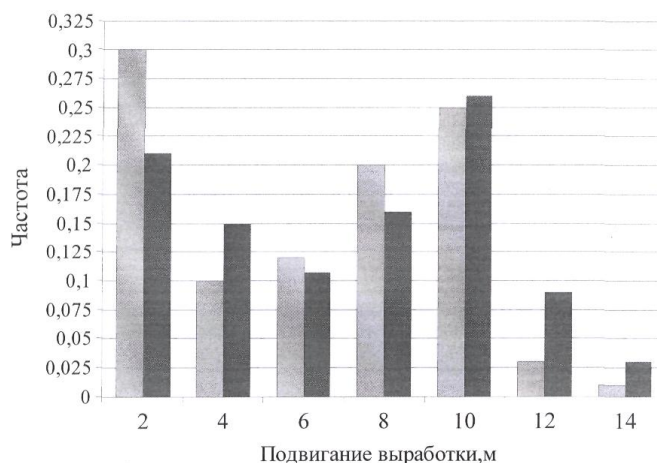


Рисунок 2 - Расчетные и фактические частоты суточного подвигания для комбайна ГПКС

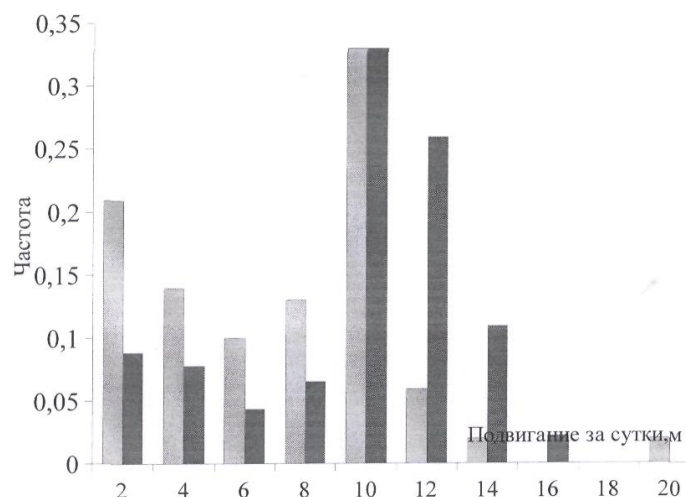


Рисунок 3 - Расчетные и фактические частоты суточного подвигания для комбайна JOY

Наличие моделей подготовительных забоев позволило разработать алгоритм и реализацию модели короткого забоя в вариантах камерной и камерно-столбовой систем разработки (рисунок 4).

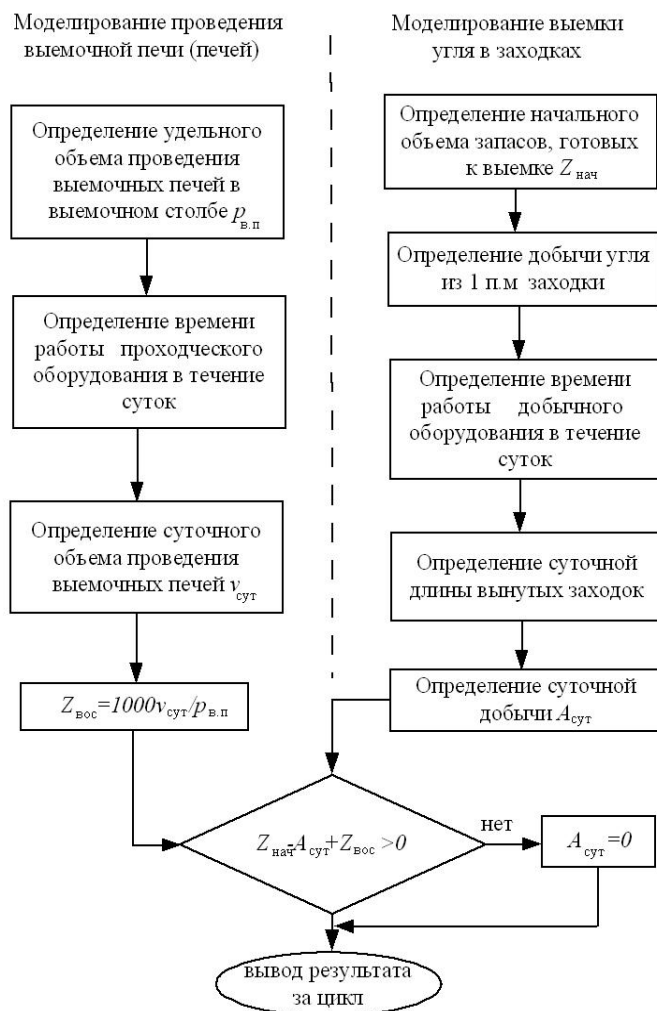


Рисунок 4 - Укрупненная блок-схема модели короткого забоя

Результаты моделирования работы короткого забоя с использованием отечественного оборудования при камерно-столбовой системе разработки в условиях шахты «Юбилейная» приведены на рисунке 5.



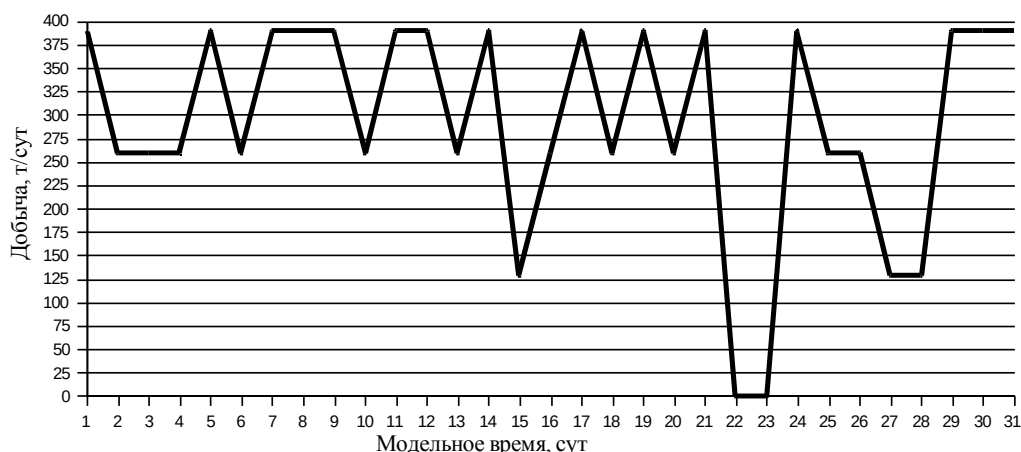


Рисунок 5 - Динамика суточной добычи короткого забоя при камерно-столбовой системе разработки в условиях шахты «Юбилейная»

Анализ результатов моделирования подготовительных выработок позволяет сделать следующие выводы.

1. Модель подготовительной выработки как локального объекта не предусматривает моделирование (учет) потерь уходов от общешахтных простоев, в то время как система отчетности шахт не предусматривает вычленение потерь уходов от аварий общешахтного транспорта, подъема, снятие проходческих бригад на другие работы и т.д. Данное обстоятельство затрудняет адаптацию модели к фактическим показателям работы подготовительных забоев.

2. В отличие от моделирования очистных работ при проведении подготовительных выработок сложно учесть простои, связанные со срабатыванием аппаратуры автоматической газовой защиты при достижении пороговых значений концентрации метана в забое и в исходящей струе проводимой выработки.

3. Ограниченный опыт использования самоходных вагонов при проведении подготовительных выработок существенно затрудняет выбор вида и параметров закона распределения скорости движения вагона и среднего времени простоя вагона в течение суток.

4. Предлагаемая модель подготовительного забоя не учитывает простои, связанные с переходом опасных зон и ремонтом аварийных участков в уже пройденной части выработки. Кроме того, не подлежат моделированию простои, связанные с устранением замечаний контролирующих органов в части соблюдения требований нормативных документов по промышленной безопасности.

5. Несмотря на замечания, приведенные в пп. 1-4, модель проведения подготовительной выработки может быть использована как составляющая модели технологии выемки угля в коротких забоях с использованием камерной и камерно-столбовой систем разработки а также технологической схемы действующей шахты в целом.

#### Список литературы

1. Ногих С.Р. Воспроизводство шахтного фонда действующих, строящихся и восстанавливаемых шахт / С.Р. Ногих. - Томск: Изд-во Томского университета, 2002. -240с.
2. Лукин К.Д. К вопросу об особенностях реализации генераторов случайных чисел при моделировании воспроизводства очистного фронта на шахте / К.Д. Лукин, А.Н. Домрачев. - М.: ГИАБ МГГУ, 2008. - №9. - С.24-27.
3. Домрачев А.Н., Кутцар Т.М. Моделирование технологических схем действующих шахт современного технического уровня, в сб. Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов / А.Н. Домрачев, Т.М. Кутцар.: Сб. научн. статей Сиб. гос. индустр. ун-та; под общей редакцией В.Н.Фрянова. - Новокузнецк, 2009. - С. 103-106.



## ТЕХНОЛОГИЯ ПРИМЕНЕНИЯ СТАЛЕМИНЕРАЛЬНОЙ АНКЕРНОЙ КРЕПИ НА ШАХТАХ КУЗБАССА

<sup>1</sup>Никитина А.М., <sup>2</sup>Разумов Е.А., <sup>2</sup>Антонов А.Н.

1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»

2 - ООО «РАНК – 2»

г. Новокузнецк, Россия

В настоящее время анкерное крепление горных выработок получило широкое распространение на шахтах, разрабатывающих пласты пологого и наклонного падения.

Для выбора параметров анкерной крепи существует действующая нормативная документация, а именно «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России», 2000 г [1]. Согласно п.2.2 этой «Инструкции...» [1], ее область действия не распространяется на применение анкерной крепи в специфических и осложненных условиях, к которым относится повышенная обводненность горных выработок. В обводненных условиях выработки приходится крепить рамной крепью. Однако на сегодняшний день в таких условиях на многих шахтах начинают применять сталеминеральную анкерную крепь, которая позволяет производить закрепление анкерных стержней в шпурах с водопритоком до 15-20 л/мин.

Достоинством сталеминеральной крепи по сравнению с рамной является ее дешевизна, снижаются затраты на проведение горных выработок и увеличиваются темпы их проходки. К тому же сталеминеральной анкерной крепью выработки, возможно, крепить не только в обводненных, но и в нормальных условиях.

Для изучения работоспособности сталеминеральной анкерной крепи проводились испытания на разных шахтах. Ниже приводятся результаты испытаний в условиях шахт «Тагарышская» и «Ольжерасская-Новая».

Пласт 34 в условиях шахты «Тагарышская» подготавливался к отработке системой разработки – длинными столбами по простиранию. Мощность пласта составляет 2,8 м. Непосредственная кровля пласта представлена алевролитом мелкозернистым мощностью более 10 м с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова 2 - 4.

По расчетам, выполненными Центрально-Кузбасской геолого-разведочной экспедицией объединения «Запсибгеология», прогнозные водопритоки составят: в наклонные стволы - 120-290 м<sup>3</sup>/час, в горизонтальные выработки от 0,15 до 0,43 м<sup>3</sup>/час на 1 метр длины выработки, в систему горных выработок на момент сдачи шахты в эксплуатацию - 550-600 м<sup>3</sup>/час. Максимальный приток воды в период снеготаяния составит 1560 м<sup>3</sup>/час.

Испытания проводились в проходческом забое вентиляционного штрека 34-2 в 45 м от сопряжения штрека с разрезной печью 34-2-3. Выработка проводилась комбайном ГПКС. Крепление штрека осуществлялось анкерной сталеполимерной крепью с установкой в ряду пяти анкеров АСП24 длиной по 2,2 м и двух анкеров АК01 длиной по 3,6 м. Три анкера АСП24 и два анкера АК01 устанавливались под подхват ПМШ8-4.0, два угловых анкера АСП24 устанавливались под отдельные опорные элементы из отрезков из швеллера № 8. Перетяжка кровли производилась металлической решетчатой затяжкой ЗР2,6х1,2. Шаг установки рядов анкеров составляет 0,9 м. Бока крепились клинораспорными анкерами ШК -1М с перетяжкой металлической решетчатой затяжкой. Бурение шпуров диаметром 30 мм производилось буровой установкой «Rambur».

В ходе испытаний было установлено два сталеполимерных анкера АКМ20.01 длиной по 2,4 м, один анкер АК01 длиной 3 м и два анкера АСП24 длиной по 2,2 м. Анкеры АКМ20.01, канатный анкер АК01 и один анкер АСП24 устанавливались на две минеральные ампулы АМК 400, один анкер АСП24 установлен на одну минеральную ампулу. Анкеры устанавливались между рядами основной крепи. Время замачивания ампул 30 секунд. В пробуренный шпур в соответствии с регламентом установки вставлялись ампулы, досы-

лались анкером до дна шпура, затем анкер с помощью переходника подсоединялся к буровой установке. Подача анкера к дну шпура до ампул производилась без вращения шпинделя, после того, как анкер достиг ампул включалось вращение и анкер подавался до дна шпура. Как только анкер достиг дна шпура, вращение прекращалось и буровой станок отсоединялся от анкера. Затягивание гаек производилось с помощью спецключей вручную. Затягивание гаек на анкерах АКМ20.01 и канатном анкере АК01 производилось до прижатия опорного элемента в кровлю выработки с максимальным усилием, создаваемым ключом вручную. При закручивании гаек на анкеры АСП24 происходило вытягивание стержня анкера из шпура, в результате чего гайки были закручены без усилия прижатия опорного элемента к кровле выработки.

Общее время на бурение шпуров, установку анкеров и перенос бурового станка под следующий шпур, для всех пяти анкеров составило 35 мин. Нагружение анкеров производилось через пять суток после их установки. На выступающий из шпура конец анкера устанавливался блок цилиндров штанговывергивателя ПКА-3. Насосом штанговывергивателя создавалось давление в гидроцилиндре, при этом на стержне анкера появлялась осевая нагрузка. Результаты испытаний сведены в таблицу 1.

Таблица 1 – Результаты испытаний анкеров на шахте “Тагарышская”

| Анкер    |              |                | Осевое<br>усилие на<br>анкер, кН | Результаты испытаний                                                                                                                                                                                                        |
|----------|--------------|----------------|----------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| тип      | длина,<br>мм | диаметр,<br>мм |                                  |                                                                                                                                                                                                                             |
| АСП24    | 2200         | 24             | 128                              | Анкер сохранил устойчивое состояние до нагрузки 128 кН                                                                                                                                                                      |
| АСП24    | 2200         | 24             | 131                              | Анкер сохранил устойчивое состояние до нагрузки 131 кН                                                                                                                                                                      |
| АКМ20.01 | 2400         | 20             | 112                              | Анкер сохранил устойчивое состояние до нагрузки 112 кН                                                                                                                                                                      |
| АКМ20.01 | 2400         | 20             | 131                              | Анкер сохранил устойчивое состояние до нагрузки 131 кН, после чего началось смещение анкера из шпура до снижения нагрузки до 100 кН. При последующем нагружении до 150 кН произошел срез витков резьбы на хвостовике анкера |
| АК01     | 3000         | 15,4           | 175                              | Анкер сохранил устойчивое состояние до нагрузки 175 кН                                                                                                                                                                      |

Таким образом в результате испытаний установлено, что сталеминеральные анкеры АКМ20.01 и АК01 способны закрепляться в выработках с повышенной обводненностью. При закреплении анкеров АСП24 на минеральные ампулы не обеспечивается первоначальное натяжение гаек, в дальнейшем анкеры обладают достаточной несущей способностью.

Аналогичный опыт испытаний проводился на шахте “Ольжерасская-Новая”. Мощность пласта 21 в условиях шахты “Ольжерасская-Новая” в районе демонтажной камеры составляет 7,0-8,2 м, угол падения пласта 3-6°, имеет сложное строение с мощностью породных прослоев по нижнему слою 0,2 м. Коэффициент крепости угля по шкале проф. М.М. Протодьяконова равен 1, среднее значение сопротивления угля одноосному сжатию 12 МПа. Непосредственная кровля пласта представлена разнородными алевролитами мощностью от 6м до 48 м. Сопротивление сжатию пород непосредственной кровли составляет 24,1-48,4 МПа. Обводненность пласта нормальная.

Демонтажная камера 21-1-3 пройдена по почве пласта. Ширина камеры 4,5 м, высота изменяется от 3,26 м до 5,62 м. В кровле демонтажной камеры находилась угольная пачка. Крепление камеры при проходке выполнено сталеполимерными анкерами А20В длиной

2,5 м с установкой в ряду 5 анкеров, с шагом крепления 0,8 м. Закрепление каждого анкера в шпуре производится на 2 ампулы АП-400У. Последующее усиление крепи демонтажной камеры осуществляется канатными анкерами АК-01 длиной по 5,5 м с закреплением каждого анкера на 3 ампулы АП-400У. Канатные анкера устанавливаются между рядами анкеров А20В по 4 канатных анкера в поперечном ряду. Установка анкеров производилась под опорные шайбы, кровля выработки перетягивалась металлической решетчатой затяжкой РЗ.

В ходе испытаний было установлено два канатных анкера АК-01 длиной по 5,5 м, один анкер АКМ 20.01 длиной 2,5 м и один анкер АКМ20.01-05 длиной 2,5 м. Анкеры устанавливались между рядами основной крепи. Закрепление анкеров в шпуре производилось на две ампулы с минеральной композицией АМК400. Анкеры были установлены в кровлю демонтажной камеры 21-1-3 в 25 м от сопряжения камеры с вентиляционным штреком 21-1-3. С целью определения возможности обеспечения предварительного натяжения было произведено нагружение анкеров через 5-7 мин после их установки. Нагружение производилось приборами ПКА и ВШГ-20 до требуемой [1] величины в 20-30 кН, при этом смещения анкеров относительно стенок шпура составили по 20-35 мм. Через 48 часов после установки было произведено повторное нагружение испытываемых анкеров с помощью прибора ВШГ-20. Результаты испытаний представлены в таблице 2.

Таблица 2 - Результаты испытаний несущей способности анкеров и прочности их закрепления в шпуре на шахте “Ольжерасская-Новая”

| Структура массива, закрепленная анкерами | Тип анкера  | Длина анкера, м | Глубина шпура, м | Максимальное давление в гидросистеме ВШГ-20, (кг/см <sup>2</sup> ) | Осевое усилие, кН | Результаты испытаний                                                                           |
|------------------------------------------|-------------|-----------------|------------------|--------------------------------------------------------------------|-------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Уголь                                    | АКМ20.01    | 2,5             | 2,4              | 250                                                                | 100               | Все анкеры сохранили устойчивое состояние, смещений относительно стенок шпура не зафиксировано |
| Уголь                                    | АКМ20.01-05 | 2,5             | 2,4              | 300                                                                | 120               |                                                                                                |
| Уголь, порода                            | АК-01       | 5,5             | 5,3              | 300                                                                | 120               |                                                                                                |
| Уголь, порода                            | АК-01       | 5,5             | 5,3              | 300                                                                | 120               |                                                                                                |

В результате проведенных испытаний установлено, что анкеры АСП24, при закреплении их в шпурах диаметром 30мм на ампулы с минеральной композицией АМК400, после выдержки времени отверждения ампул обладают несущей способностью не менее 122 кН.

Сразу после установки анкеров АСП24 на ампулы с минеральной композицией невозможно обеспечить предварительное натяжение анкера из-за его вытягивания из шпура при закручивании гайки. Анкеры АКМ 20.01, при закреплении их в шпурах диаметром 30мм на ампулы с минеральной композицией АМК400, после выдержки времени отверждения ампул обладают несущей способностью не менее 110кН. Анкеры АКМ20.01 обеспечивают предварительное натяжение анкера сразу после его установки за счет конструкции анкера.

При установке канатных анкеров АК-01, анкеров АКМ20.01 и АКМ20.01-05 в угольный и породный массив на ампулы с минеральной композицией с соблюдением регламента установки обеспечивается требуемая «Инструкция ...» [1] величина предварительного натяжения 20-30кН.

Таким образом установлено, что сталеминеральные анкеры АКМ20.01, АКМ20.01-05 и АК-01 могут применяться для крепления горных выработок, как в обводненных, так и нормальных условиях и удовлетворяют всем требованиям действующей “Инструкции...” [1].

#### Список литературы

1. Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России. - СПб.: ВНИМИ, 2000. - 70с.

# ПОЭТАПНЫЙ ПЕРЕХОД ДЕЙСТВУЮЩЕГО РАЗРЕЗА С УГЛУБОЧНОЙ ПРОДОЛЬНОЙ НА ПОПЕРЕЧНУЮ СИСТЕМУ РАЗРАБОТКИ

*Селюков А.В.*

*ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет»*

*г. Кемерово, Россия*

Развитие технической оснащённости и масштабов открытой угледобычи привлекает повышенное внимание к разрезам Кузбасса, так как в Кемеровской области ограниченные сельскохозяйственные ресурсы. Повсеместно применяется в настоящее время продольная технология открытой угледобычи способствует прогрессирующему нарушению земной поверхности как горными работами, так и внешними отвалами, при этом значение землеёмкости достигает 55га / 1млн.т (таблица 1) .

Таблица 1 - Основные показатели отработки наклонных и крутых залежей на действующих разрезах Кузбасса

| Угленосный район     | Разрез                                  | Запасы угля, млн.м <sup>3</sup> | Годовой объём вскрыши, тыс.м <sup>3</sup> | Производственная мощность, млн.т / год | Текущий коэффициент вскрыши, м <sup>3</sup> / т | Вид системы разработки                            |
|----------------------|-----------------------------------------|---------------------------------|-------------------------------------------|----------------------------------------|-------------------------------------------------|---------------------------------------------------|
| Бачатский            | Бачатский Шестаки                       | 105,64                          | 25292,07                                  | 7,8                                    | 6,24                                            | продольная углубочная двухбортовая                |
| Краснобродский       | Краснобродский                          | 71,0                            | 21936,18                                  | 4,5                                    | 6,87                                            | продольная углубочная двухбортовая                |
| Кедрово-Крохалёвский | Кедровский Черниговский                 | 94,36                           | 17227,42                                  | 5                                      | 5,45                                            | продольная углубочная однобортовая и двухбортовая |
| Бунгуро-Чумышский    | Листвянский                             | 45,92                           | 13224,58                                  | 2,4                                    | 5,51                                            | продольная углубочная двухбортовая                |
| Новосергеевский      | Новосергеевский                         | 175,87                          | 23081,79                                  | 3,7                                    | 6,24                                            | продольная углубочная двухбортовая                |
| Кондомский           | Осинниковский Калтанский                | 302,72                          | 7089,55                                   | 2,2                                    | 6,22                                            | продольная углубочная однобортовая                |
| Киселёвский          | Киселёвский Им. Вахрушева Прокопьевский | 74,41                           | 17599,43                                  | 3,5                                    | 5,03                                            | продольная углубочная двухбортовая                |

В настоящее время отработка этих карьерных полей в бассейне производится исключительно с применением продольных одно- и двухбортовых систем разработки.

Глубина производства работ на отдельных действующих участках или разрезах находится в пределах от 60 – 80 м до 180 – 250 м.

В этой связи, очевидно, что важной задачей является изыскание технологических решений и способов разработки месторождений, обеспечивающих снижение экологической

опасности и повышения ресурсосбережения горного производства за счет размещения вскрышных пород в выработанном пространстве при сокращении площадей под внешние отвалы и нарушения земной поверхности.

В качестве решения острой технологической задачи может быть предложен переход действующих разрезов Кузбасса с продольной на поперечные системы разработки.

Как известно эти системы разработки характеризуется двумя этапами развития горных работ:

- формирование первоначальной емкости в границах карьерного поля для внутренних отвалов (карьер первой очереди) с направлением грузопотоков на внешние отвалы;
- отработка основной части карьерного поля с направлением грузопотоков вскрыши на внутренние отвалы.

Очевидно, что для технологического перехода от продольного к поперечному развитию фронта работ необходимо обосновать местозаложение первоначальной выработки под складирование вскрышных пород в контуре карьерного поля.

С учетом пространственного развития горных работ в рабочей зоне действующего разреза (выработанное пространство), запасов полезного ископаемого (угленосность свиты), годовой производственной мощности, текущего коэффициента вскрыши и других факторов на рисунке 1 представлен алгоритм выбора местозаложения первоначальной выработки под внутренний отвал для режима действующего разреза.

На рисунке 1 приняты следующие обозначения:  $K_{вт}$  – текущий коэффициент вскрыши,  $м^3/т$ ;  $V_{вгод}$  – годовой объем вскрыши,  $м^3/год$ ;  $A_{год}$  – годовой объем добычи полезного ископаемого,  $млн.т/год$ ;  $Q_{пр}$  – промышленные запасы угля,  $млн.т$ ;  $V_{пвнеш}$  – объемы внешнего отвалообразования,  $млн.м^3$ ;  $T_{пгв}$  – длительность перехода разреза на внутреннее отвалообразование, лет;  $T_{эспл}$  – срок службы разреза, лет.

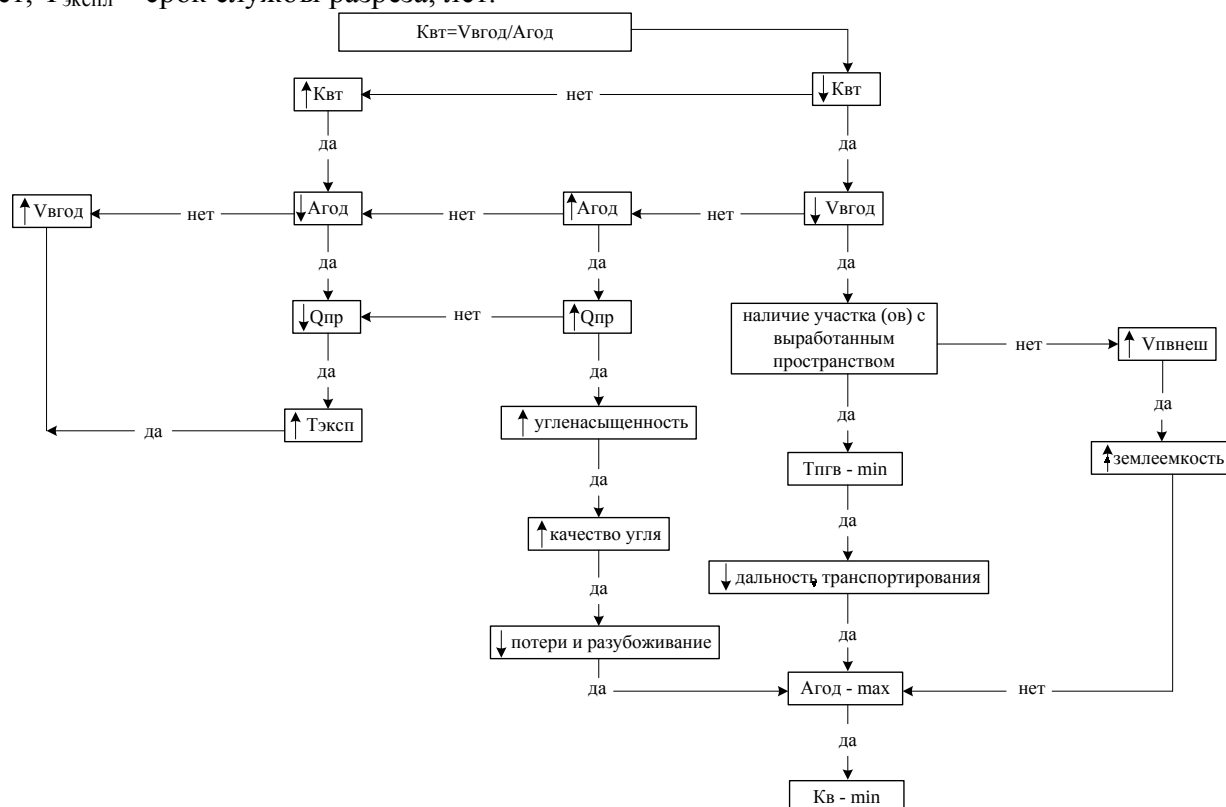


Рисунок 1 - Алгоритм выбора местозаложения первоначальной выработки под внутренний отвал для режима действующего разреза при разработке наклонных и крутых угольных пластов

С учетом практики разрезов Кузбасса и форм залегания, наклонных и крутых угольных месторождений Кузнецкого угольного бассейна ниже (рисунок 2) на основе критериев

представленных в алгоритме приведена систематизация форм и вариантов размещения первоначальной выработки в стратиграфических зонах карьерного поля.

| I. Виды первоначальных выработок при соответствующей форме карьерного поля в плане |                                        |                                   |                                 |
|------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------|-----------------------------------|---------------------------------|
| Форма карьерного поля в профиле                                                    | Форма карьерного поля в плане          |                                   |                                 |
|                                                                                    | Округлая<br>( $B < L \leq 1,4B$ )      | Удлиненная<br>( $1,4B < L < 4B$ ) | Вытянутая ( $4B < L \leq 40B$ ) |
|                                                                                    |                                        |                                   |                                 |
| Трапецевидная форма при двух боковой рабочей зоне                                  |                                        |                                   |                                 |
| Треугольная форма при одно боковой рабочей зоне                                    |                                        |                                   |                                 |
| Трапецевидная форма при одно боковой рабочей зоне                                  |                                        |                                   |                                 |
| Линейно-косоугольная форма                                                         |                                        |                                   |                                 |
| Криволинейно-замкнутая или разомкнутая форма                                       |                                        |                                   |                                 |
| Последовательно сдвоенные, строенные и т.п.                                        |                                        |                                   |                                 |
| II. Положение в различных стратиграфических зонах карьерного пространства.         |                                        |                                   |                                 |
| IIa. Положение в профиле горных работ                                              |                                        |                                   |                                 |
| Висячий бок залежи                                                                 | По всей свите или ее центральной части |                                   | Лежащий бок залежи              |
| IIб. Положение по высоте рабочей зоны                                              |                                        |                                   |                                 |
| 1. $H_{кпо} < H_k$ 2. $H_{кпо} = H_k$ 3. $H_{кпо} > H_k$                           |                                        |                                   |                                 |
| IIв. Положение в плане горных работ                                                |                                        |                                   |                                 |
| IIв-1. Положение в торце карьерного поля                                           |                                        |                                   |                                 |
|                                                                                    |                                        |                                   |                                 |
|                                                                                    |                                        |                                   |                                 |
| IIв-2. Положение по длине карьерного поля                                          |                                        |                                   |                                 |
|                                                                                    |                                        |                                   |                                 |
|                                                                                    |                                        |                                   |                                 |

$H_k$  – глубина карьера, м;  $H_{пгв}$  – глубина первоначальной выработки, м;

$L_k$  – длина залежи, м;  $B_k$  – ширина залежи, м; — — — — — граница карьерного поля;

----- граница первоначальной выработки; первоначальная горная выработка;

→ направление фронта работ

Рисунок 2 - Систематизация форм и вариантов размещения первоначальных выработок на действующих разрезах Кузбасса

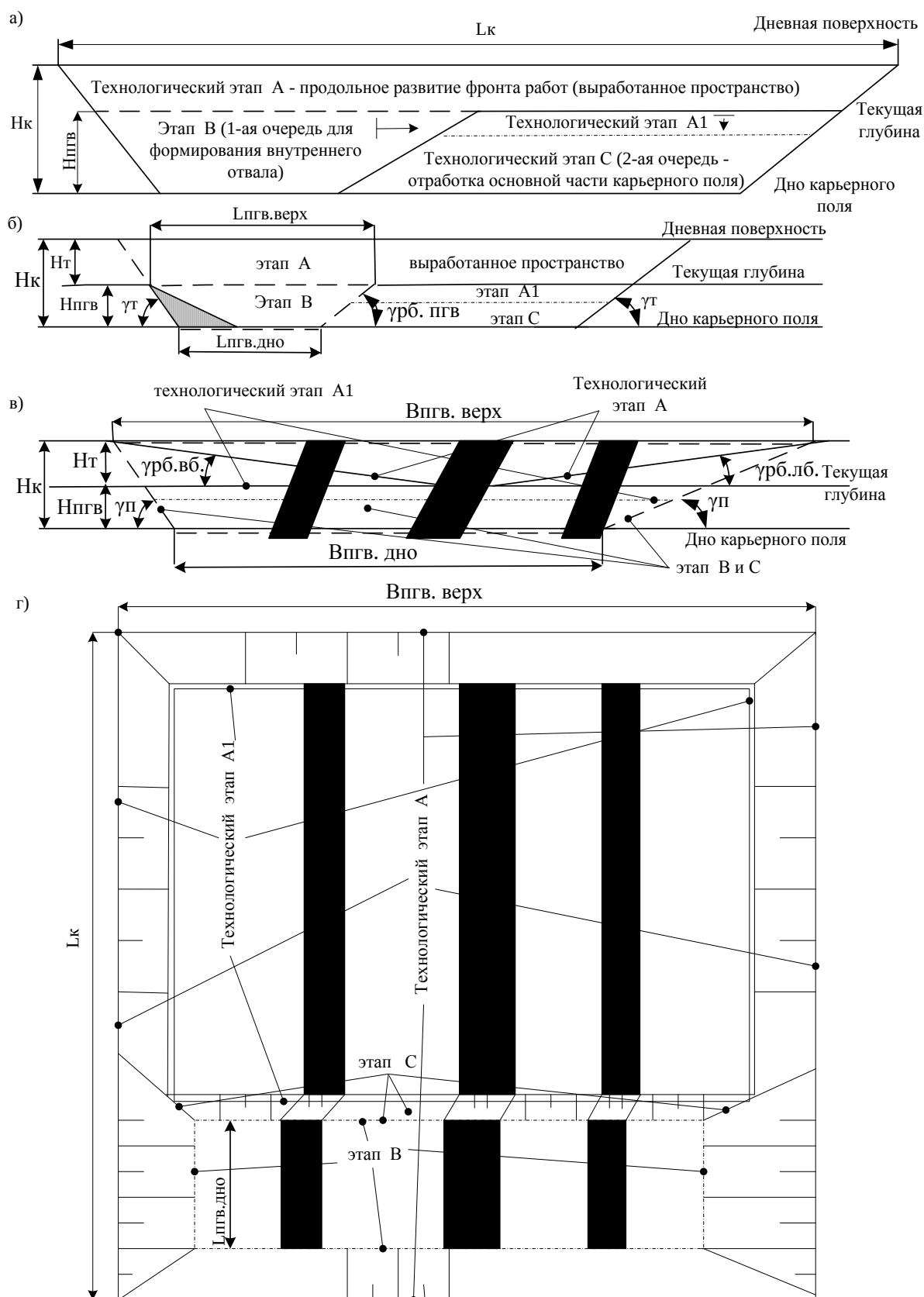


Рисунок 3 - Этапы формирования поперечных систем разработки в условиях продольной углубочной действующего разреза при разработке свиты крутых пластов с размещением первоначальной выработки в торце карьерного поля: а, б - принципиальная схема этапного изменения рабочей зоны карьера; в - поперечное сечение карьерного поля; г - план карьерного поля

Данная систематизация включает две части: первая - виды первоначальной выработки в соответствии с формой карьерного поля в плане и профиле горных работ; вторая - положение в различных стратиграфических зонах карьерного пространства.

Так выделены следующие формы карьерного поля: трапециевидная форма карьерного поля в плане при двухбоковой рабочей зоне, треугольная форма при однобоковой рабочей зоне, трапециевидная форма при однобоковой рабочей зоне, линейно-косоугольное, криволинейно замкнутая или разомкнутая и последовательно сдвоенная, строенная и т.д.

Эти вышеназванные формы карьерных полей образуют в совокупности пространственную форму первоначальной горной выработки. Затем после выделения формы на залежь наносятся конечные границы карьерного поля при продольной системе разработки - этап А (рисунок 3) , после в соответствии с алгоритмом рассматривается контуры размещения первоначальной выработки в границах углубочной продольной системы разработки - этап В. По сути, задача определения размещения первоначальной выработки сводится к тому, чтобы средний коэффициент вскрыши был равен в ней коэффициенту на оставшейся части карьерного поля – этап А1+С. Глубина горных работ при этом определяется по данным проектных организаций.

В дальнейшем корректировка местоположение карьера основывается на учете фактического состояния горных работ, системы разработки и определяется по результатам расчета горно-геометрического и технико-экономического анализа и конструктивных параметров продольной и поперечной системы разработки в единой их взаимосвязи, т.е. происходит совмещение этапов В и А1+С в единую систему строительства первоначальной выработки и разработка оставшейся части залежи.

При исследовании режима горных работ, вследствие динамической постановки задачи и многовариантности технологических решений, а также из-за отсутствия универсальных моделей месторождений, используется двухстадийный подход с первоначальным рассмотрением карьера в целом и затем отдельного переходного периода.

Для карьера в целом решается задача определения целесообразности и местоположения границы изменения направления подвигания фронта горных работ.

Решение достигается на основе сопоставительного анализа закономерностей в изменении графиков горно-геометрического анализа для альтернативных направлений подвигания фронта горных работ: вкрест простирания пластов и по простиранию, в последнем случае для различных стадий отработки карьера. Для решения данной задачи используется показатели –объемов вскрыши и полезного ископаемого во взаимосвязи с местоположением горных работ.

Распределение объемов вскрыши и полезного ископаемого на I этапе (сооружение первоначальной выработки с вывозкой породы на внешние отвалы) и II этапе (отработка основной части карьерного поля с вывозкой вскрыши на внутренние отвалы) представлен о далее (рисунок 4) .

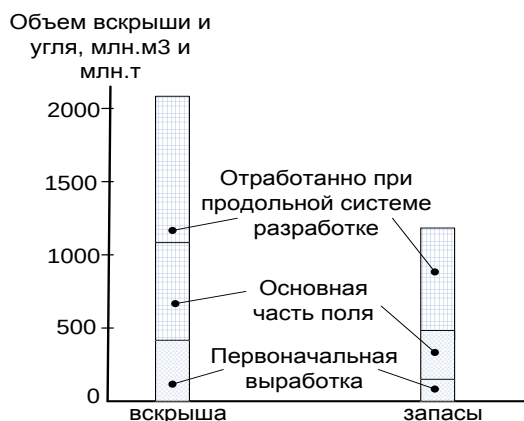


Рисунок 4 - Распределение объемов вскрыши и полезного ископаемого по этапам технологического перехода



При технологическом переходе важно учитывать уровень производственной мощности разреза (рисунок 5), ведь даже не значительное снижение производственной мощности приводит к ухудшению технико-экономических показателей.



Рисунок 5 - Логическая схема к определению производственной мощности

Рассмотрим параметры строительства первоначальной выработки на примере разреза «Бачатский». Разрез «Бачатский» разрабатывает одноименное месторождение в центральном Кузбассе. Месторождение представляет собой обособленную свиту из 16 пластов, залегающую на участке длиной 15 км при ширине 1,5-2 км, и характеризуется сложноскладчатым строением с крутым (45-90°) падением крыльев складок и сильной нарушенностью. Рельеф поверхности спокойный, без резких колебаний отметок. Геологические запасы месторождения составляют 1,78 млрд.т угля, причем 39% запасов относятся к коксующимся маркам. Для открытых горных работ пригодны 951 млн.т. Мощность пластов колеблется от 1,5 м (пласт Подгорелый) до 25-30 м (пласт Мощный). Основными рабочими пластами являются: Мощный, Горелый (12-16 м), Прокопьевский (6-8 м). Вскрышные породы представлены мощным слоем рыхлых отложений (до 40 м) и коренными породами, состоящими из песчаников и алевролитов с  $\sigma_{сж} = 40-80$  МПа. Основным горным оборудованием является: гидромониторы, мехлопаты, драглайны. Транспорт - железнодорожный, автомобильный, комбинированный.

В соответствии с систематизацией форма карьерного поля относится к трапецевидной с двух боковой рабочей зоной. На основе комплексного анализа данных в технологической части разреза «Бачатский» и алгоритма выбора местозаложения выработки под внутренний отвал ее целесообразно закладывать в торце карьерного поля и по всей свите пластов.

В таблице 2 приведены данные о строительстве выработки под внутренний отвал для режима действующего разреза “Бачатский”. Данные в таблице о параметрах строительства первоначальной выработки в режиме действующего разреза “Бачатский” показывают, что основными достоинствами рассмотренной технологии с внутренним отвалообразованием по сравнению с традиционной продольной углубочной применяемой в настоящее время являются: меньшая землеемкость угледобычи вследствие размещения части вскрышных пород в выработанном пространстве; снижение длины транспортирования вскрышных пород; возможность отработки всех пластов свиты со стороны висячего бока, позволяющая снизить потери угля в недрах. При переходе с продольной системы разработки на поперечную изменяются геометрические параметры карьерного поля; изменение угла рабочего борта не влияет на коэффициент вскрыши; при выборе перехода с продольной на поперечную систему разработки надо учитывать следующие факторы: параметры карьерного поля должны быть минимальными, а проектная производственная мощность должна стремиться к максимальному значению; большое влияние на соблюдение вышеперечисленных факторов имеет местозаложение первоначальных горных выработок. Объемы вскрыши и полезного ископаемого при отработке карьера первой очереди не превышают 20% от общих объемов горной массы. Срок строительства карьера первой очереди при отработке свит наклонных пластов значительно меньше, чем при отработке свит крутопадающих пластов и составляет от 0,5 до 8 лет.

Таблица 2 - Параметры строительства первоначальной выработки на примере разреза “Бачатский”

| №  | Параметр первоначальной выработки                                            | Обозначение | Ед. изм.           | Величина  |
|----|------------------------------------------------------------------------------|-------------|--------------------|-----------|
| 1  | Длина дна первоначальной выработки                                           | Лпгв.дно    | м                  | 286       |
| 2  | Проектная глубина разреза                                                    | Нк          | м                  | 600       |
| 3  | Текущая глубина разреза                                                      | Нт          | м                  | 300       |
| 4  | Глубина первоначальной выработки                                             | Нпгв        | м                  | 300       |
| 5  | Длину первоначальной выработки по верху                                      | Лпгв.верх   | м                  | 1048      |
| 6  | Ширина дна первоначальной выработки                                          | Впгв.дно    | м                  | 2000      |
| 7  | Ширина первоначальной выработки по верху                                     | Впгв.верх   | м                  | 3524      |
| 8  | Угол откоса борта со стороны висячего бока (продольная система разработки)   | γрб.вб      | градус             | 22        |
| 9  | то же со стороны лежачего бока                                               | γрб.лб      | градус             | 22        |
| 10 | Угол наклона борта погашения (поперечная система разработки)                 | γп          | градус             | 38        |
| 11 | Угол откоса борта в торцах карьера                                           | γт          | градус             | 38        |
| 12 | Объем породы, вывозимый на внешние отвалы                                    | Vп.внеш     | тыс.м <sup>3</sup> | 409057440 |
| 13 | Объем карьера первой очереди                                                 | V           | тыс.м <sup>3</sup> | 639772800 |
| 14 | Удельный вес породы, вынутой при сооружении карьера первой очереди           | δпгв        |                    | 0,094     |
| 15 | Удельный вес породы, при внутреннем отвалообразовании                        | δвн         |                    | 0,9       |
| 16 | Средняя длина транспортирования вскрыши на внешний отвал                     | lтр.пгв     | м                  | 5903      |
| 17 | Средняя длина транспортирования при переходе на внутреннее отвалообразование | lтр.вн      | м                  | 2951      |

В целом для режима действующих разрезов Кузбасса технологический переход от продольной углубочной к поперечной углубочно-сплошной системе разработки позволяет: увеличить количество обрабатываемых запасов в 1,8-2 раза в пределах карьерного поля;

снизить текущий коэффициент вскрыши в 1,1-1,4 раза, уже в первоначальный период строительства карьера первой очереди, а затем его стабилизировать на весь период отработки залежи; сократить в 1,5-2 раза землеемкость; повысить в 1,5-1,8 раза технико-экономические показатели карьеров.

УДК 622.271

## **ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ФОРМИРОВАНИЯ ВЫЕМОЧНО-ТРАНСПОРТНЫХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ УГЛЕНАСЫЩЕННЫХ ЗОН КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ РАЗРЕЗОВ КУЗБАССА**

*Корякин А.И., Колесников В.Ф., Селюков А.В.*

*ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет»  
г. Кемерово, Россия*

Карьерные поля разрезов Кузбасса в основном представлены угленасыщенными и безугольными зонами.

Угленасыщенные зоны структурно состоят из свит угольных пластов различной мощности и условий залегания, разделенных породными междупластьями, мощностью от 2 до 70м. Долевое участие угленасыщенных зон в общем объеме карьерных полей разрезов Кузбасса составляет 45-75%. Оработка угленасыщенных зон по традиционной технологии приводит к росту потерь и разуборживанию угля.

Нами предлагается новый подход к отработке этих зон, сущность которого заключается в отработке сложных породугольных уступов комплексом выемочно-погрузочного оборудования в различном их сочетании.

Комплексы могут включать в себя экскаваторы мехлопаты, драглайны, гидравлически экскаваторы прямая и обратная лопаты, погрузчики и бульдозерно-рыхлительные агрегаты.

При формировании выемочно-погрузочных комплексов и технологических схем ведения горных работ в угленасыщенных зонах разрезов необходимо учитывать условия залегания угольных пластов и набор серийно изготавливаемого горного оборудования.

Технологические схемы ведения горных работ, базирующиеся на использовании выемочно-погрузочных комплексов, должны отвечать следующим условиям.

Требования к элементам выемочно-погрузочных комплексов:

- возможность работы в одинаковых климатических условиях;
- соизмеримость производительности отдельных элементов комплекса;
- мобильность элементов комплекса;
- возможность отрабатывать породугольный массив при одном способе подготовки горных пород к выемке;
- использование преимущественно однотипного вида энергоносителей;
- возможность пространственного манипулирования рабочим органом машин комплекса.

Требования к построению технологических схем с применением выемочно-погрузочных комплексов:

- исключение взаимных помех в совместной работе элементов комплекса;
- обеспечение полноты и качества извлечения угольных пластов;
- максимальное использование рабочих параметров элементов выемочно-погрузочного комплекса;
- минимизация маневровых непроизводительных операций элементов комплекса;
- создание условий для движения транспортных средств преимущественно по неразрушенному горному массиву;
- возможность визуального взаимного обзора элементов комплекса;
- обеспечение безопасности работы элементов выемочно-погрузочного комплекса.

Основой для формирования выемочно-погрузочных комплексов для отработки угленасыщенных зон разрезов является серийно-изготавливаемое горное оборудование для открытых горных работ.

Систематизация видов выемочно-погрузочных работ с применением серийно-изготавливаемого горного оборудования в зависимости от условий залегания угольных пластов и структуры породугольных блоков приведены на рисунке 1.

Структура выемочно-погрузочного комплекса должна включать в себя различные виды горных машин основного и вспомогательного назначения, обеспечивающие увеличение высоты отрабатываемого породугольного уступа с одновременным повышением качества и полноты извлечения угольных пластов.

Для эффективной работы элементов выемочно-погрузочного комплекса их производительность должна быть соразмерной.

Так при работе комплекса, состоящего из гидравлического экскаватора обратная лопата, экскаватора мехлопата и автосамосвала их производительность должна быть взаимосвязанной, обеспечивающей ее максимальное значение для всего комплекса.

Это возможно при бесперебойной работе отдельных элементов комплекса на основной работе за исключением общих регламентированных перерывов.

При совместной отработке породугольной заходки она делится, как правило, на зоны действия каждой выемочно-погрузочной машины.

Для обеспечения синхронности подвигания общего забоя должно выполняться следующее равенство

$$T_{ЭГО} = T_{ЭКГ},$$

где  $T_{ЭГО}$  – время отработки объемной части блока, предназначенной для ЭГО (контур ABCD);  $T_{ЭКГ}$  – время отработки объемной части породугольной заходки экскаватором ЭКГ.

Но

$$T_{ЭГО} = \frac{V_{п}^{ЭГО}}{Q_{ч.п}^{ЭГО}} + \frac{V_{у}^{ЭГО}}{Q_{ч.у}^{ЭГО}}, \quad T_{ЭКГ} = \frac{V_{п}^{ЭКГ}}{Q_{ч.п}^{ЭКГ}} + \frac{V_{у}^{ЭКГ}}{Q_{ч.у}^{ЭКГ}}, \quad (1)$$

где  $V_{п}^{ЭГО}, V_{п}^{ЭКГ}$  – объем породы в заходке, отрабатываемой экскаваторами ЭГО и ЭКГ соответственно,  $m^3$ ;  $V_{у}^{ЭГО}, V_{у}^{ЭКГ}$  – объем угля в заходке, отрабатываемой экскаваторами ЭГО и ЭКГ соответственно,  $m^3$ ;  $Q_{ч.п}^{ЭГО}, Q_{ч.у}^{ЭГО}$  – часовая средне эксплуатационная производительность ЭГО при выемке породы и угля соответственно,  $m^3/ч$ ;  $Q_{ч.п}^{ЭКГ}, Q_{ч.у}^{ЭКГ}$  – часовая средне эксплуатационная производительность ЭКГ при выемке породы и угля соответственно,  $m^3/ч$  (рисунок 2);

$$V_{у}^{ЭГО} = \frac{m_{пл}}{\sin \alpha} H_1; \quad V_{у}^{ЭКГ} = \frac{m_{пл}}{\sin \alpha} H_2, \quad \text{но } H_2 = H_y - H_1;$$

тогда

$$V_{у}^{ЭКГ} = \frac{m_{пл}}{\sin \alpha} (H_y - H_1).$$

Или

$$V_{у}^{ЭГО} = \delta_y^{ЭГО} \frac{m_{пл}}{\sin \alpha} H_y; \quad V_{у}^{ЭКГ} = (1 - \delta_y^{ЭГО}) \frac{m_{пл}}{\sin \alpha} H_y; \quad (2)$$

$$V_{п}^{ЭГО} = \delta_{п}^{ЭГО} (A_y H_y - \frac{m_{пл}}{\sin \alpha} H_y) = \delta_{п}^{ЭГО} H_y (A_y - \frac{m_{пл}}{\sin \alpha}); \quad (3)$$

$$V_{п}^{ЭКГ} = (1 - \delta_{п}^{ЭГО}) H_y (A_y - \frac{m_{пл}}{\sin \alpha}).$$

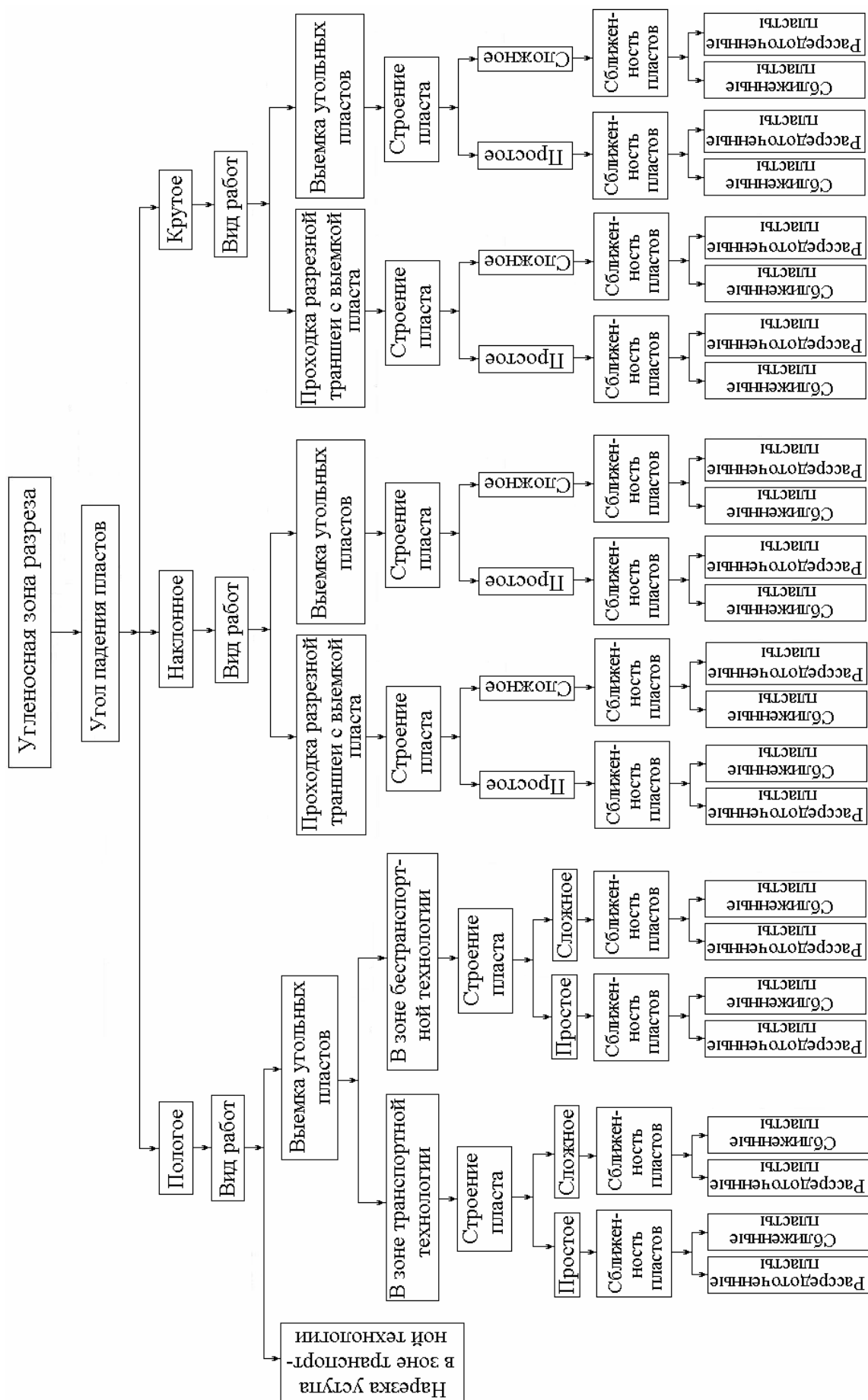


Рисунок 1 - Виды и систематизация выемочно-погрузочных работ при отработке угленасыщенных зон разрезов

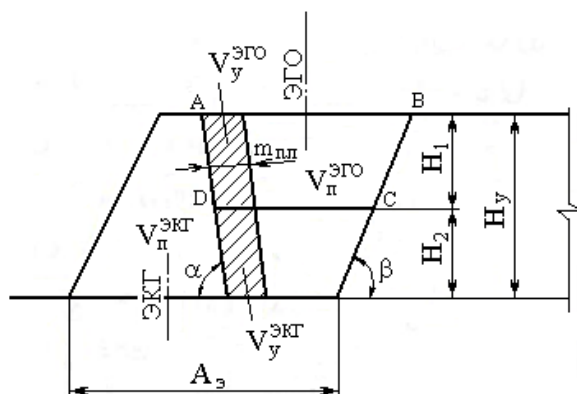


Рисунок 2 - Схема к расчету соотношения производительности элементов выемочно-погрузочных комплексов

Подставив в формулы (1) значения формул (2) и (3), получим равенство в виде следующего выражения

$$\frac{\delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}} H_y \left( A_{\text{э}} - \frac{m_{\text{пл}}}{\sin \alpha} \right)}{Q_{\text{ч.п}}^{\text{ЭГО}}} + \frac{\delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}} H_y \frac{m_{\text{пл}}}{\sin \alpha}}{Q_{\text{ч.у}}^{\text{ЭГО}}} = \frac{(1 - \delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}}) H_y \left( A_{\text{э}} - \frac{m_{\text{пл}}}{\sin \alpha} \right)}{Q_{\text{ч.п}}^{\text{ЭКГ}}} + \frac{(1 - \delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}}) H_y \frac{m_{\text{пл}}}{\sin \alpha}}{Q_{\text{ч.у}}^{\text{ЭКГ}}}, \quad (4)$$

где  $A_{\text{э}}$  – ширина экскаваторной заходки, м;  $m_{\text{пл}}$  – мощность пласта по нормали, м;  $\alpha$  – угол падения пласта, град;  $H_y$  – высота уступа, м;  $\delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}}$  – удельная часть объема породы, вынимаемой с помощью ЭГО в общем объеме породы в заходке, д.е.;  $\delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}}$  – удельная часть объема угля, вынимаемого экскаватором ЭГО, в общем объеме угля в заходке, д.е.

Высота уступа устанавливается по высоте прочерпывания контакта «уголь-порода».

Равенство (4) после преобразования примет вид

$$\frac{\delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}} \left( \frac{A_{\text{э}} \sin \alpha}{m_{\text{пл}}} - 1 \right)}{Q_{\text{ч.п}}^{\text{ЭГО}}} + \frac{\delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}}}{Q_{\text{ч.у}}^{\text{ЭГО}}} = \frac{(1 - \delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}}) \left( \frac{A_{\text{э}} \sin \alpha}{m_{\text{пл}}} - 1 \right)}{Q_{\text{ч.п}}^{\text{ЭКГ}}} + \frac{(1 - \delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}})}{Q_{\text{ч.у}}^{\text{ЭКГ}}}; \quad (5)$$

Из выражения (5) следует, что необходимая часовая эксплуатационная производительность экскаваторов в комплексе зависит от удельного веса пород и угля, разрабатываемого экскаватором ЭГО ( $\delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}}$ ,  $\delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}}$ ), ширины экскаваторной заходки  $A_{\text{э}}$  и горизонтальной мощности пласта, попадающего в заходку ( $\frac{m_{\text{пл}}}{\sin \alpha}$ ).

Приравняв  $Q_{\text{ч.п}}^{\text{ЭГО}} = Q_{\text{ч.у}}^{\text{ЭГО}}$  и  $Q_{\text{ч.п}}^{\text{ЭКГ}} = Q_{\text{ч.у}}^{\text{ЭКГ}}$ , получим выражение (5) в виде

$$\begin{aligned} \frac{1}{Q_{\text{ч}}^{\text{ЭГО}}} \left[ \delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}} \left( \frac{A_{\text{э}} \sin \alpha}{m_{\text{пл}}} - 1 \right) + \delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}} \right] &= \\ &= \frac{1}{Q_{\text{ч}}^{\text{ЭКГ}}} \left[ (1 - \delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}}) \left( \frac{A_{\text{э}} \sin \alpha}{m_{\text{пл}}} - 1 \right) + (1 - \delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}}) \right]. \end{aligned} \quad (6)$$

Откуда, если первичным выбором является экскаватор, отрабатывающий верхнюю часть породугольного забоя, в нашем случае гидравлический экскаватор обратная лопата,

то производительность экскаватора, занятого на отработке нижней части забоя (ЭКГ) будет определяться соотношением

$$Q_{\text{ч}}^{\text{ЭКГ}} = \frac{Q_{\text{ч}}^{\text{ЭГО}} \left[ (1 - \delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}}) \left( \frac{A_{\text{з}} \sin \alpha}{m_{\text{пл}}} - 1 \right) + (1 - \delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}}) \right]}{\left[ \delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}} \left( \frac{A_{\text{з}} \sin \alpha}{m_{\text{пл}}} - 1 \right) + \delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}} \right]}.$$

Пример. Исходные данные:  $Q_{\text{ч}}^{\text{ЭГО}} = 500 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $A_{\text{з}} = 20 \text{ м}$ ;  $\delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}} = 0,3$ ;  $\delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}} = 0,6$ ;  $m_{\text{пл}} = 5 \text{ м}$ ;  $\alpha = 45^\circ$ ;  $H_{\text{у}} = 20 \text{ м}$ .

$$\begin{aligned} Q_{\text{ч}}^{\text{ЭКГ}} &= \frac{Q_{\text{ч}}^{\text{ЭГО}} \left[ (1 - \delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}}) \left( \frac{A_{\text{з}} \sin \alpha}{m_{\text{пл}}} - 1 \right) + (1 - \delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}}) \right]}{\left[ \delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}} \left( \frac{A_{\text{з}} \sin \alpha}{m_{\text{пл}}} - 1 \right) + \delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}} \right]} = \\ &= \frac{500 \left[ (1 - 0,3) \left( \frac{20 \cdot 0,707}{5} - 1 \right) + (1 - 0,6) \right]}{0,3 \left( \frac{20 \cdot 0,707}{5} - 1 \right) + 0,6} = 730 \text{ м}^3/\text{ч} \end{aligned}$$

При этих производительностях экскаваторов комплекса скорость подвигания забоев ЭГО и ЭКГ будут одинаковой, что позволит обеспечить ритмичность работы выемочно-погрузочного комплекса.

Для заданных условий примера и  $H_{\text{у}} = 20 \text{ м}$  скорость подвигания общего забоя составит  $3,08 \text{ м/ч}$ .

$$\begin{aligned} v_3 &= \frac{Q_{\text{ч}}^{\text{ЭГО}}}{\delta_{\text{п}}^{\text{ЭГО}} \left( A_{\text{з}} H_{\text{у}} - \frac{m_{\text{пл}}}{\sin \alpha} H_{\text{у}} \right) + \delta_{\text{у}}^{\text{ЭГО}} \frac{m_{\text{пл}}}{\sin \alpha} H_{\text{у}}} = \\ &= \frac{500}{0,3 \cdot 20 \left( 20 - \frac{5}{0,707} \right) + 0,6 \cdot 20 \frac{5}{0,707}} = \frac{500}{162,42} = 3,08 \text{ м/ч}. \end{aligned}$$

Сочетание выемочно-погрузочного оборудования комплекса с автотранспортом устанавливается следующим образом.

При непрерывной работе экскаватора в течение часа выдерживается равенство

$$Q_{\text{ч}}^3 = Q_{\text{ч}}^{\text{а}},$$

где  $Q_{\text{ч}}^3$  – среднечасовая эксплуатационная производительность экскаватора,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;  $Q_{\text{ч}}^{\text{а}}$  – среднечасовая эксплуатационная производительность автосамосвала,  $\text{м}^3/\text{ч}$ .

Но

$$Q_{\text{ч}}^{\text{а}} = N_{\text{а.п}}^{\text{ч}} \frac{V_{\text{к}}^{\text{а}} K_3}{K_{\text{р}}^{\text{к}}},$$

где  $N_{\text{а.п}}^{\text{ч}}$  – количество автосамосвалов, загруженных экскаватором в течение часа;  $V_{\text{к}}^{\text{а}}$  – емкость кузова автосамосвала,  $\text{м}^3$ ;  $K_3$  – коэффициент загрузки кузова автосамосвала;  $K_{\text{р}}^{\text{к}}$  – коэффициент разрыхления пород в кузове автосамосвала.

$$N_{\text{а.п}}^{\text{ч}} = \frac{Q_{\text{ч}}^3 K_{\text{р}}^{\text{к}}}{V_{\text{к}}^{\text{а}} K_3} = \frac{Q_{\text{ч}}^3 K_{\text{р}}^{\text{к}}}{\pi_{\text{к}} E_{\text{к}} K_3},$$

где  $\pi_k$  – соотношение между емкостью кузова автосамосвала и вместимостью ковша экскаватора;  $E_k$  – вместимость ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ .

Количество автосамосвалов, обслуживающих один экскаватор комплекса, определяется по выражению

$$N_a = \frac{60T_p}{t_{\Pi}}, \quad (7)$$

где  $T_p$  – средняя продолжительность рейса автосамосвала, ч;

$$T_p = \frac{2L_{\text{ср}}^{\text{тр}}}{v_a};$$

$L_{\text{ср}}^{\text{тр}}$  – средняя длина транспортирования пород из забоя на отвал, км;  $v_a$  – средняя скорость движения автосамосвала, км/ч (приняв  $v_{\text{гр}}^{\text{с}} = v_{\text{пор}}$ );  $t_{\Pi}$  – время погрузки одного автосамосвала, мин

$$\begin{aligned} t_{\Pi} &= \frac{60V_k^a K_3}{K_p^k Q_{\text{ч}}} = \frac{60\pi_k E_k K_3}{K_p^k \frac{3600E_k K_H}{t_{\text{ц}} K_p}} = \\ &= \frac{60\pi_k E_k K_3 t_{\text{ц}} K_p}{K_p^k 3600E_k K_H} = \frac{\pi_k K_3 t_{\text{ц}} K_p}{60K_p^k K_H}, \end{aligned}$$

$t_{\text{ц}}$  – продолжительность экскавационного цикла экскаватора, с;  $K_p$  – коэффициент разрыхления пород в ковше экскаватора;  $K_H$  – коэффициент наполнения ковша экскаватора.

Тогда выражение (7) примет вид

$$N_a = \frac{60 \frac{2L_{\text{ср}}^{\text{тр}}}{v_a}}{\frac{\pi_k K_3 t_{\text{ц}} K_p}{60K_p^k K_H}} = \frac{120L_{\text{ср}}^{\text{тр}} 60K_p^k K_H}{v_a \pi_k K_3 t_{\text{ц}} K_p} = \frac{7200L_{\text{ср}}^{\text{тр}} K_p^k K_H}{v_a \pi_k K_3 t_{\text{ц}} K_p}.$$

Графическая интерпретация данного выражения представлена на рисунке 3.

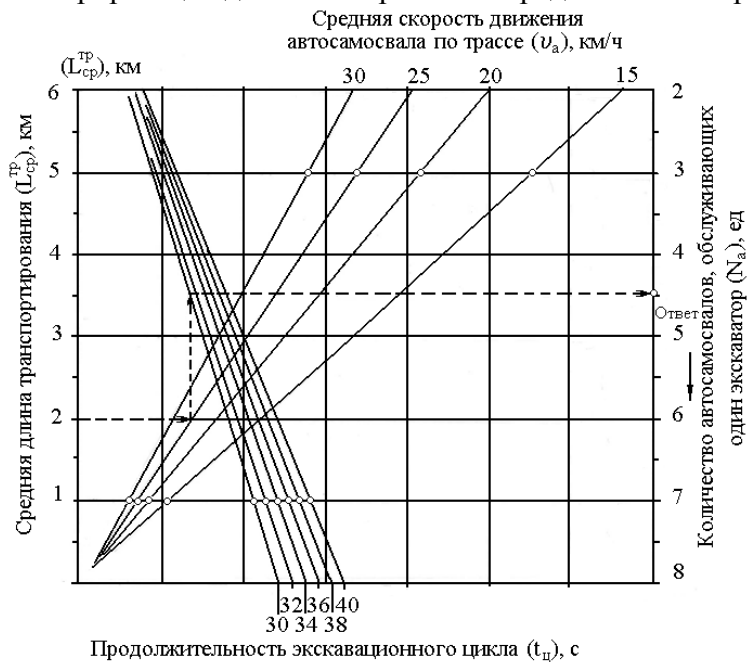


Рисунок 3 - График-номограмма взаимозависимости параметров экскаваторно-автомобильного комплекса



Ключ:  $L_{\text{ср}}^{\text{тр}} \rightarrow \nu_a \rightarrow t_{\text{ц}} \rightarrow N_a$ .

Таким образом, предложена концепция отработки угленасыщенных зон карьерных полей Кузбасса, которая позволяет конструировать комплексы выемочно-погрузочного оборудования для различных геологических условий с обеспечением максимальной полноты извлечения угля, снижения потерь и разубоживания.

УДК 622.235.3 (088.8)

## ИНКЛИНОМЕТР ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОСТРАНСТВЕННОГО ПОЛОЖЕНИЯ ПРОБУРЕННЫХ СКВАЖИН ПРИ ПОДГОТОВКЕ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО МАССИВА К ИЗВЛЕЧЕНИЮ

*Цинкер Л.М., Пашин Д.С.*

*ОАО «Восточный научно-исследовательский горнорудный институт»  
г. Новокузнецк, Россия*

В институте «ВостНИГРИ» по результатам лабораторных исследований разработан инклинометр ИК-1М для тестирования нисходящих параллельно-сближенных скважин, пробуренных для проходки вентиляционных и отрезных восстающих секционным взрыванием, а также для пучковых скважин при отбойке запасов руды в блоке железорудного массива [1].

Отклонение и данные об истинном взаиморасположении скважин в массиве горных пород по всей их длине крайне необходимы для достижения наибольшей эффективности следующих процессов:

- качественное дробление руды в очистном блоке пучковыми зарядами;
- проходка восстающих выработок секционным взрыванием нисходящих скважин;
- взрывание зарядов в сближенных скважинах при проходке гезенков малого сечения для последующего их использования под вертикальные концентрированные заряды (ВКЗ);
- точное определение координат (местонахождения) одиночной скважины при разведочном бурении на нижней отметке.

На горнорудных предприятиях России применяется взрывание параллельно-сближенных пучков скважинных зарядов для отбойки рудного массива в добычном блоке. При этом каждый пучковый заряд размещен в 4-8 нисходящих скважинах диаметром 105 мм, глубиной до 50 м, расстояние между осями пучков – от 4 до 5 м. Минимальное число пучков в одном массовом взрыве 25-30, состоящем из 120-240 скважин. При бурении нисходящих скважин происходит их отклонение от вертикального направления. Маркшейдерскими методами зафиксированы отклонения отдельных скважин до 7 м от вертикали при глубине 50 м. Основные причины отклонения связаны с объективными факторами, такими, как горно-геологическая структура массива, техническая характеристика бурового станка и коронок, крепость пород, состояние бурового става и усилие его подачи на забой скважины. Таким образом, существует высокая степень вероятности, что после обурирования добычного блока образуется массив, пронизанный скважинами, которые пересекаются, чрезмерно сближенные проникают в зону не только ближнего пучка, но и в зону другого ряда.

Инклинометр ИК-1М предназначен для измерения отклонений от вертикали нисходящих скважин по азимуту и зениту по всей их длине, выявления при этом координат концов скважин на полной глубине бурения, пространственной конфигурации каждой скважины, их взаиморасположения и расстояния между скважинами в пучке на любом метре их длины.

### Технические характеристики ИК-1М

|                                           |         |
|-------------------------------------------|---------|
| Глубина измеряемой скважины, м            | до 70   |
| Диаметр скважины, мм                      | 105÷200 |
| Диапазон измерения угла наклона, град.    | до 7    |
| Точность определения угла по зениту, мин. | 20      |

|                                                                |    |
|----------------------------------------------------------------|----|
| Точность определения направления на скважину по азимуту, град. | 5  |
| Масса снаряда (инклинометра), кг                               | 8  |
| Масса барабана, кг                                             | 31 |
| Масса стоек с манипулятором, кг                                | 18 |
| Количество обслуживающего персонала, чел.                      | 2  |

Разработана новая конструкция инклинометра [2], содержащая корпус (рисунок 1), образованный верхним 1 и нижним 2 цилиндрами, соединительной резьбовой втулкой 3 и крышкой 4. На крышке 4 накидная гайка 5 удерживает переходник 6, на котором закреплен гидравлический рукав 7 высокого давления с металлической оплеткой, именуемый далее шланг. В полости шланга 7 проложен двужильный кабель 8. Полость шланга герметична и заполнена под давлением машинным маслом. Переходник 6 оснащен уплотнением 10 и прижимным патрубком 11. Каждая жила кабеля 8 пропущена сквозь переходник 6 и отверстие в крышке 4 внутрь корпуса и подсоединена к одной из двух контактных упругих пластин 12. Пластины 12 изолированы и закреплены на держателе бумажного диска и контактируют с кольцевыми шинами 13. Шины 13 изолированно установлены на поверхности цилиндра 1.

В расточку резьбовой втулки 3 установлен двухосный узел подвески 19. На узле 19 соосно смонтированы электромагнит 20 и отвес 21, при этом электромагнит размещен над узлом подвески. Двухосный узел подвески 19 обеспечивает свободный наклон отвеса 21 и соосного с ним подвижного сердечника 22 электромагнита 20 в любую сторону от вертикальной оси корпуса инклинометра.

Сердечник 22 установлен в корпусе электромагнита 20 с возможностью перемещения вверх, что реализуется в момент подачи постоянного тока на обмотку катушки 25. Обмотка катушки 25 соединена с кольцевыми шинами 13 гибкими маломоментными проводниками 26.

Бумажный диск 16 расположен перед острием иглы 24. В процессе перемещения игла просекает бумажный диск, оставляя на нем перфорацию клиновидной формы. Бумажный диск разделен на углы и представляет собой шкалу в виде концентрических окружностей с диаметральной стреловидной линией. При этом направленность стрелки на диске согласуется с направлением стрелки линии визирования, которая в виде риски диаметрально прочерчена на наружной поверхности крышки.

На стержне 23 установлен механизм поворота иглы, выполненный в виде двух надежных на стрежень взаимодействующих шайб. Верхняя шайба 27 жестко закреплена на стрежне 23, нижняя 28 – на корпусе электромагнита 20. На шайбе 27 установлены под углом к ее нижней плоскости нитевидные отрезки 29 из упругого материала. Для удобства монтажа-дежонтажа прибора его корпус оснащен шестигранным выступом 30.

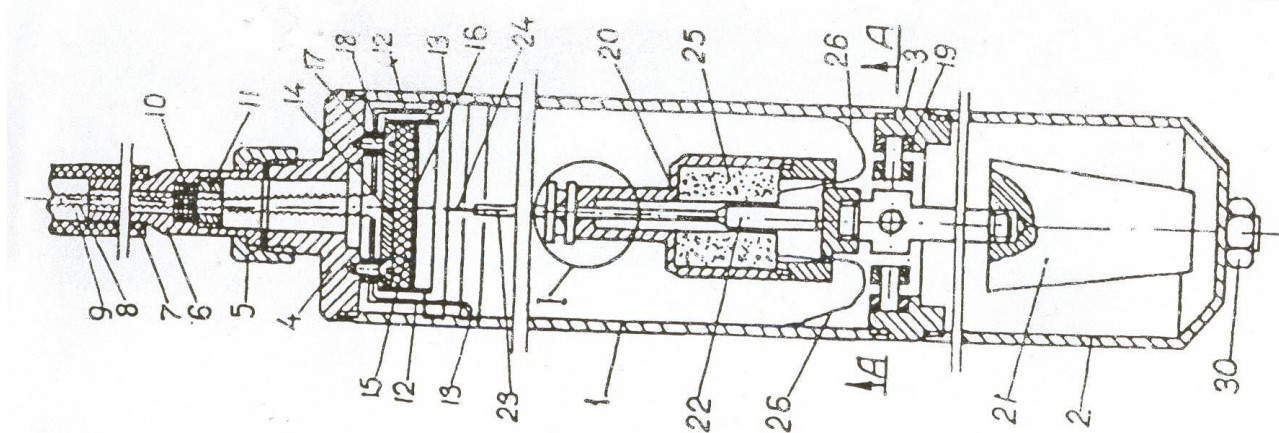


Рисунок 1 – Инклинометр ИК-1М для определения пространственного расположения скважин

Инклинометр работает следующим образом. Измерения выполняют в процессе опускания прибора по скважине, в момент замера по кабелю кратковременно подают постоянный ток. Первое измерение производят из положения, когда:

- прибор висит на шланге вертикально над устьем скважины;
- стрелка линии визирования на крышке направлена на ориентир.

Первым замером определяют точку «нуля». Получая на бумажном диске первую просечку, фиксируют этим реальный нулевой центр оси иглки и начальное направление острия клиновидной перфорации. Каждое последующее измерение осуществляют после спуска прибора на глубину принятого интервала. Контроль глубины спуска ведут по кольцевым меткам, закрепленным на шланге через промежутки, соответствующие интервалу замеров. Для нисходящих скважин глубиной до 70 м пригоден интервал до 10 м, при таком интервале вероятность совпадения или наложения просечек на шкале диска 16 минимальная. В точке замера спуск останавливают на 8 секунд – время, гарантирующее прекращение колебаний отвеса.

Если необходимо сократить срок колебания отвеса, то на днище цилиндра наливают машинное масло до погружения в него нижней части отвеса.

Опущенный в скважину прибор занимает в точке замера положение, соответствующее зенитному направлению оси скважины, что обеспечивается достаточной базовой длиной цилиндрического корпуса инклинометра. Отвес, на котором соосно установлена игла, всегда располагается вертикально независимо от наклона корпуса прибора. При наклоне прибора на некоторый угол центр бумажного диска отходит от вертикальной оси иглы на расстояние, соответствующее этому углу на шкале диска. Фиксация положения оси иглы относительно поверхности диска осуществляется путем включения тока. При этом игла движется вертикально вверх и просекает диск, оставляя на нем клиновидную перфорацию.

После подъема инклинометра отвинчивают крышку, извлекают бумажный диск и заменяют новым. По ориентации клиновидных просечек на шкале диска по отношению к «нулевой» просечке определяют последовательность и глубину каждого замера. А расположение каждой просечки на шкале показывает зенитный угол отклонения и направление отклонения оси скважины на данной глубине.

В итоге, зная интервал замера, зенитный угол отклонения на интервале и азимут отклонения оси скважины на интервале и учитывая направление ориентации линии визирования перед спуском, получают полную информацию о пространственном положении скважины в горном массиве.

Изготовленный образец нового типа инклинометра ИК-1М для нисходящих скважин испытан в условиях Казского и Горно-Шорского филиалов ОАО «Евразруда». На Горно-Шорском филиале измерения проводились на восьми скважинах по 60 метров, пробуренных станком НКР-100 МА для проходки восстающей выработки методом секционного взрывания. На измерение восьми скважин потребовалось около 2,5 часов. Интервал замера составлял 10 м, а угол поворота иглы – 45°. Было получено восемь бумажных дисков, на шкале каждого из них имелось по семь клиновидных меток (перфораций).

Результаты замеров были представлены в графическом виде, где на плане, содержащем в масштабе 1:10 расположение устьев, на каждую скважину построены горизонтальные проекции их траекторий. Такой чертеж давал информацию не только о пространственной конфигурации каждой скважины, но и о взаиморасположении и расстоянии между скважинами на любом метре их длины.

Достоверность полученных данных об азимуте отклонения скважин и расстояниях между ними на глубине 60 м была проверена и получила подтверждение после подсечки скважин выработкой, пройденной на нижнем горизонте. Информация о пространственном положении этих скважин послужила безошибочному проектированию взрывов каждой секции при проходке восстающей выработки.

В результате проведенного комплекса лабораторных и промышленных исследований создан новый тип инклинометра ИК-1М для определения пространственного положения

пробуренных скважин при подготовке железорудного массива к извлечению. Опытные промышленные испытания предлагаемой техники и технологии инклинометрии скважин послужат рациональным средством повышения как безопасности взрывных работ при секционном взрывании скважин, пучковых зарядов в очистном блоке, подготовке гезенков под ВКЗ, так и мерой, создающей реальные условия для существенного сбережения материальных и трудовых ресурсов при реализации названных процессов на 25-30%.

#### Список литературы

1. Освоение способа определения истинного положения нисходящих скважин в массиве и внедрение инклинометра при проходке восстающих выработок секционным взрыванием скважинных зарядов: отчет о НИР : 1-02/6801605-КЗ-01/ВостНИГРИ. – Новокузнецк, 2002. – 38 с.

2. Пат.2352775 Российская Федерация, МПК E21B 47/02, G01C 9/00. Инклинометр для нисходящих скважин. / Венгловский В.Г., Дорошин А.В., Цинкер Л.М., Пашин Д.С. ; заявитель и патентообладатель Восточный науч.-исслед. горноруд. ин-т. - № 2006141996/03 ; заявл. 27.11.2006 ; опубл. 20.04.2009, Бюл. №11 (П.2). – 7 с. : ил.

УДК 622.274

### ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ТАШТАГОЛЬСКОГО ФИЛИАЛА ОАО «ЕВРАЗРУДА»

<sup>1</sup>Цинкер Л.М., <sup>2</sup>Смирнов С.М., <sup>2</sup>Слизов А.В.

**1 - ОАО «Восточный научно-исследовательский горнорудный институт»**

**2 - ОАО «Евразхолдинг»**

**г. Новокузнецк, Россия**

Таштагольское железорудное месторождение разрабатывается подземным способом с 1942 года. Предприятие поставляет промышленные продукты на металлургические заводы г. Новокузнецка – ЗСМК и НКМК по железной дороге Таштагол-Новокузнецк. Расположено в черте г. Таштагол с промышленно и социально развитой инфраструктурой, обеспечено высококвалифицированными кадрами горного профиля.

Перспектива развития Таштагольского филиала Евразруды на ближайшие 10 лет связана с поэтапным введением в эксплуатацию объектов капитального строительства и требует значительных финансовых затрат:

- завершение строительства закладочного комплекса;
- ввод в эксплуатацию комплекса ствола «Сибиряк»;
- ввод в эксплуатацию комплекса ствола «Шория-1».

Введение в эксплуатацию закладочного комплекса дает возможность предприятию перейти на систему разработки с закладкой и обеспечить условия безопасной ежегодной выемки 2 млн. тонн сырой руды на глубоких горизонтах. Для дальнейшего эффективного существования рудника необходима расконсервация комплекса ствола «Сибиряк» и строительство комплекса ствола «Шория-1», которые заменят выбывающие из эксплуатации стволы «Северный» и «Ново-капитальный» (рисунок 1).

Приготовление закладочной смеси предусматривается на специальном комплексе (рисунок 2), расположенным на поверхности в районе промплощадки филиала [1]. 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.

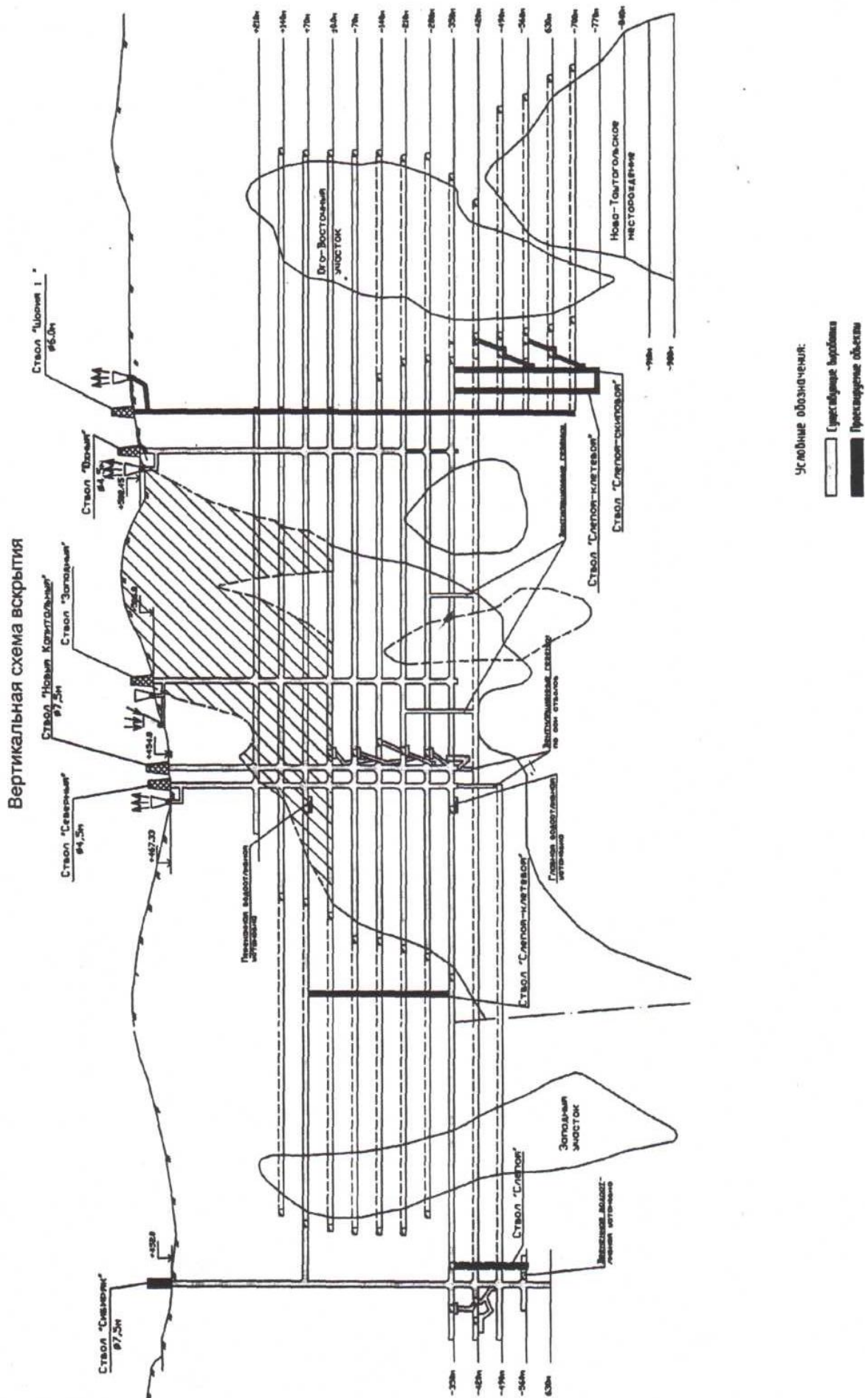


Рисунок 1 – Вертикальная схема вскрытия Таштагольского месторождения



Формирование закладочных массивов камер [2] выполняется твердеющей смесью, изготовленной из местного сырья – цемента марки 400, доменного граншлака ЗСМК и отходов переработки Таштагольской фабрики, а также гидрозакладкой, состоящей из отходов переработки фабрики и доменного граншлака.

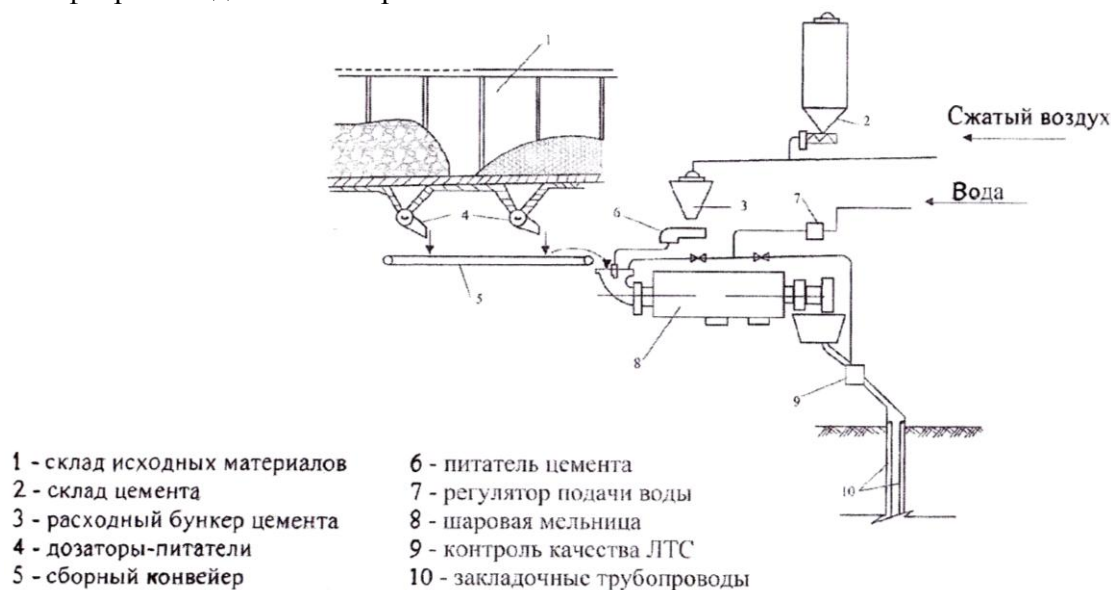


Рисунок 2 – Закладочный комплекс Таштагольского филиала

Закладочный комплекс Таштагольского филиала практически полностью построен. Необходимые для завершения строительства инвестиционные капитальные вложения составляют всего 100,0 млн. рублей.

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.

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.

Эффективность вложения капитальных затрат обеспечивается отработкой запасов Восточного и Юго-восточного участков системой с массовым обрушением руды и вмещающих пород, Восточного и Северо-западного участка этажно-камерной системой разработки с закладкой.

Качество добываемой сырой руды в настоящий момент составляет 33,0% железа при 42% железа в первичном концентрате, с введением закладочного комплекса среднее содержание железа в добываемой руде и первичном концентрате повысится на 1,5 – 2,5%. Наибольший прирост эффективности вложения капитальных затрат ожидается с началом отработки участка «Глубокий».

Участок Глубокий входит в состав Таштагольского месторождения и находится на юго-восточном фланге в 800-1000 метрах юго-восточнее Восточного участка и в 100-250 м северо-восточнее Юго-Восточного участка. Верхняя граница рудных тел находится на глубине 1000 м от поверхности, выше горизонта -420 м, нижняя граница не установлена, запасы подсчитаны до горизонта -1260 м. Протяженность рудной зоны 1000÷1500 м, мощность рудных тел от 150 до 400 метров.

Таблица 1 – Расчет затрат на производство закладочной смеси при проектной мощности закладочного комплекса 395000 м<sup>3</sup>/год

| Проектная мощность закладочного комплекса 395000 м <sup>3</sup> /год   | Кол-во на 1 м <sup>3</sup> смеси | Кол-во в год | Цена, руб. | Затраты годовые, тыс. руб. |
|------------------------------------------------------------------------|----------------------------------|--------------|------------|----------------------------|
| Материалы, т:                                                          |                                  |              |            |                            |
| - граншлак                                                             | 400                              | 158000       | 562,00     | 88796,0                    |
| - хвосты                                                               | 1,2                              | 474          | 25,00      | 11850,0                    |
| - цемент                                                               | 40,1                             | 15847,4      | 3093,2     | 49019,5                    |
| - вода                                                                 | 0,5                              | 197500       | 51,24      | 10119,9                    |
| Всего закладочной смеси                                                |                                  | 371821,4     |            | 159785,4                   |
| Машино-часы                                                            |                                  | 4216,8       | 430,00     | 1813,2                     |
| Футеровочная сталь, т                                                  |                                  |              |            | 281,2                      |
| Шары стальные                                                          | 0,813                            | 321,135      | 26215,90   | 8418,8                     |
| Электроэнергия, квтхч                                                  |                                  | 4781000      | 1,49       | 7119,8                     |
| Зарплата                                                               |                                  |              |            | 15775,3                    |
| Начисление на зарплату                                                 |                                  |              |            | 4969,2                     |
| Амортизация                                                            |                                  |              |            | 12000,0                    |
| Ремонтный фонд, 2% стоимости основных фондов                           |                                  |              |            | 6000,0                     |
| Прочие, 10%                                                            |                                  |              |            | 20416,3                    |
| Итого                                                                  |                                  |              |            | 236579,2                   |
| Себестоимость 1 м <sup>3</sup> закладки                                |                                  |              |            | 598,93                     |
| Себестоимость закладки на 1 т руды, при плотности 3,5 т/м <sup>3</sup> |                                  |              |            | 171,12                     |

Таблица 2 – Варианты работы Таштагольского филиала с учетом закладочного комплекса и без него

| Технико-экономические показатели                                | Ед. изм.      | План на 2011г. без закладочного комплекса | План на 2011г. с закладочным комплексом | Отклонение     |
|-----------------------------------------------------------------|---------------|-------------------------------------------|-----------------------------------------|----------------|
| <b>Производство сырой руды</b>                                  | <b>Тыс.т.</b> | <b>3000,00</b>                            | <b>3000,00</b>                          | <b>0,00</b>    |
| Содержание железа в руде                                        | %             | 26,89                                     | 38,00                                   | 11,11          |
| Себестоимость сырой руды                                        | тыс.руб.      | 1.129500,0                                | 1.230000,0                              | 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          |
| <b>Производство первичного концентрата</b>                      | <b>Тыс.т.</b> | <b>114,00</b>                             | <b>165,20</b>                           | <b>51,20</b>   |
| 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 Абагура                                            | руб./т        | 141,11                                    | 141,11                                  | 0,00           |
| <b>Итого себестоимость первичного концентрата с ж/д тарифом</b> | <b>руб./т</b> | <b>920,26</b>                             | <b>736,26</b>                           | <b>-183,99</b> |
| <b>Себестоимость вторичного концентрата</b>                     | <b>руб./т</b> | <b>1 689,18</b>                           | <b>1 474,57</b>                         | <b>-214,62</b> |

На участке в 1985-1987 годах проведена предварительная разведка, по результатам геологоразведочных работ в 1988 году составлен отчет, который был рассмотрен в ГКЗ СССР. Запасы участка утверждены в 1988 году, в ГКЗ СССР (протокол №10428 от 25.05-29.06.1988 г.). Подсчет запасов произведен по временным кондициям, утвержденным МЧМ СССР (протокол ЦКЗ МЧМ № 128-вк от 25.12.1987 г.), которые предусматривают:

- бортовое содержание железа общего в пробе 21%;
- минимальная мощность рудных тел 4 м;
- максимальная мощность прослоев некондиционных руд и пустых пород 10 м;
- подсчет балансовых запасов до горизонта -1260 м.

На государственном балансе по участку «Глубокий» числятся запасы категорий  $C_1+C_2$  в количестве 412,7 млн. тонн. Среднее содержание железа в руде высокое и изменяется по этапам отработки от 43,0% до 48,6%. Основные средние показатели химического состава руд участка «Глубокий» следующие: железо общее – 36,58%, кремнезем – 18,63%, глинозем – 5,72%, окись кальция – 7,76%, окись магния – 2,11%, окись марганца – 0,43%, пятиокись фосфора – 0,16%, сера – 2,97%. Коэффициент основности – 0,41, кремниевый модуль – 3,26.

Основной природный тип руд участка «Глубокий» - магнетитовый. Из минеральных разновидностей выделяются сульфидно-карбонатно-магнетитовые и карбонатно-магнетитовые руды. Отличительной чертой руд участка «Глубокий» от других участков месторождения является то, что карбонат в них представлен рядом доломит-анкерита и сидеритом, т.е. является железистым.

Технологическая схема переработки руды включает:

- одну стадию СМС при крупности дробления 25-0 мм;
- две стадии ММС с измельчением исходных первичных концентратов до крупности 0,2 мм и в последней стадии до 0,074 мм.

Данная схема позволяет получить конечный продукт с содержанием железа общего 68-70%, при извлечении 74,7-78,6% и выходе концентрат 44,7%-48,9%, а при доводке магнитного продукта получается малокремнистый суперконцентрат с содержанием железа 71,6-71,8%.

На стадии СМС и ММС промпродукт и концентрат, соответственно, содержат: кремнезема – 8,74%, 3,1%, глинозема – 2,55%, 0,73%, окиси кальция – 6,22%, 1,51%, окиси магния – 1,76%, 0,5%, окись марганца – 0,5%, 0,13%, пятиокись фосфора – 0,2%, 0,06%. Коэффициента основности промпродукта СМС – 0,79, концентрата ММС – 0,6. Кремниевый модуль на стадии СМС – 4,03, ММС – 4,43.

Качественные показатели сырой руды и промышленных продуктов участка «Глубокий» выгодно отличаются от существующего качества на предприятии и компенсируют дополнительные капитальные затраты.

В связи с подработкой основных охраняемых объектов отработка запасов руды Таштагольского месторождения без пуска закладочного комплекса нецелесообразна.

В результате сравнения технико-экономических показателей добычи и обогащения руды на Таштагольском филиале видно, 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 снижается: первичного – на 184 руб./т, вторичного – 215 руб./т.

Таштагольский филиал является головным предприятием ОАО «Евразруда» и имеет качественные сырьевые ресурсы для продолжения горных работ на глубоких горизонтах.

#### Список литературы

1. Технологический регламент на закладочные работы Таштагольского филиала ОАО «Евразруда» : № 31142094152 ; рук. Цинкер Л.М.; исполн. Смирнов С.М. и др. – Новокузнецк, 2009. – 132 с.



2. Цинкер Л.М. Эффективная и безопасная технология отработки высококачественных запасов железных руд в охраняемых целиках Таштагольского филиала ОАО «Евразруда» / Л.М.Цинкер, С.М.Смирнов // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов. Труды Междунар.научно-практ.конф. – Новокузнецк : Сиб.гос.индустр. ун-т, 2009. – С. 80-83.

УДК 622.274.034

## **ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ УПРАВЛЯЕМОГО ВЫПУСКА УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ ПРИ ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ**

*Николаев А.В.*

**ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия**

В мире около 50% промышленных запасов угля сосредоточено в пластах мощностью 4м и более [1]. Отработка мощных пологих пластов мощностью до 5,0-5,5м вполне возможна на полную мощность комплексно-механизированными забоями. Пласты большей мощности (до 10-12м) интересуют горных инженеров своей производительностью. Однако технологии разработки таких 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 [2]. Это увеличивает потери и зольность, особенно при крепких углях, толща которых характеризуется крупноблочным обрушением.

Оптимизация параметров потока угля при выпуске подкровельной толщи может быть реализована:

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

Как показывают проведенные исследования [3] предложенная крепь (патент №2242615), способна обеспечить вышеперечисленные требования. Крепь конструктивно состоит из двух частей – передней (поддерживающей) и задней (выпускной). Выпускная часть имеет меньшую, чем поддерживающая часть высоту (рисунок 1). Таким образом, двухуровневое уступное перекрытие обеспечивает наличие зоны дробления обрушающихся угольных негабаритов. Наличие завального скалывателя позволяет производить дробление угля над перекрытием выпускной части крепи и дозировать его выпуск через люк посредством выпускного лотка.

В целях обеспечения оптимальных размеров указанной зоны и увеличения размеров выпускных окон предлагается шаг установки секций крепи 2,1м при ширине секции 2,0м. Процесс выпуска угля предлагается проводить в два этапа: сначала часть угля выпускается через люк в перекрытии выпускной части крепи на завальный конвейер; окончательный выпуск производить после передвижки выпускной части крепи за ограждением непосредственно на завальный конвейер. Для предотвращения попадания пород непосредственной кровли в люк до того как будет выпущена очередная порция угля, отношение объемов выпущенного угля через люк и через шибера ограждения не должно быть больше единицы [3]. Известна технология отработки мощного пологого пласта с помощью крепи оградительно-поддерживающего типа УКП5В, где доли выпуска угля через люк и за ограждением составляют 30% и 55% соответственно [4].

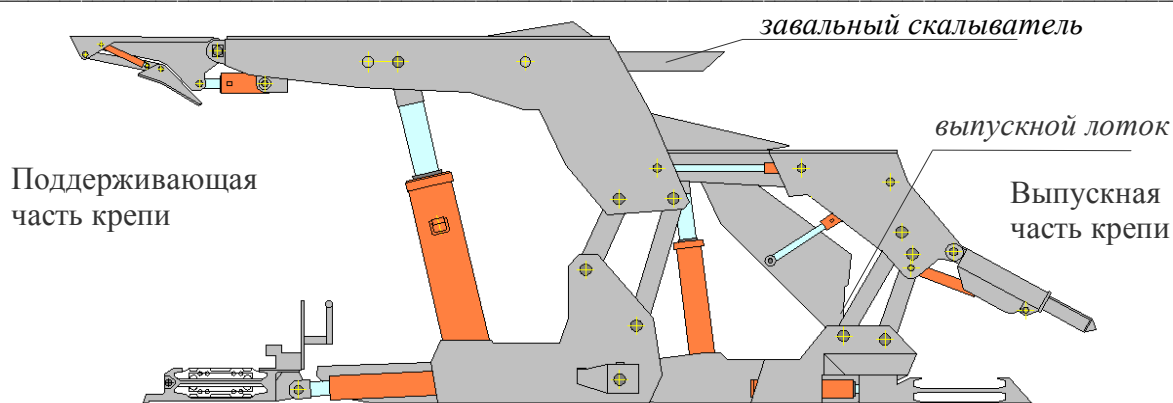


Рисунок 1 - Общий вид сдвоенной двухуровневой крепи

Создание условий беспрепятственного прохождения горной массы через выпускной люк включает в себя не только увеличение его размеров, но и геометрические параметры выпускного лотка. Траектория пути выпускаемого угля по лотку (рисунок) от верхней кромки перекрытия выпускной части крепи до рабочей ветви завального конвейера должна быть близкой к брахистохроне – кривой, обеспечивающей минимальный промежуток времени ее прохождения. Использование в крепи выпускного лотка подобной формы позволит избежать забучивания угля в лотке во время его выпуска.

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 сдвоенной двухуровневой крепи.

#### Список литературы

1. Фетвайс Г.Б. Модель для выбора оптимальных параметров проекта разработки весьма мощных угольных пластов подземным способом. Глюкауф. – 1994. – №9/10. С.16-23.
2. Клишин В.И., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б. Пути развития технологии и средств разработки мощных пологих пластов с выпуском подкровельной толщи. Сборник научных статей // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2009. – С.7-12.
3. Николаев А.В. Моделирование и лабораторные испытания конструкции механизированной крепи для одностадийной отработки мощных пологих пластов угля с выпуском подкровельной толщи. Уголь. – 2007. - №7. С.50-51.
4. Шундулиди И.А. Интегрированные технологические схемы двухстадийной отработки запасов мощных угольных пластов. – М.: 2004, с. 360

УДК 622.271.6

### ОБОСНОВАНИЕ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ КОМПЛЕКСНОЙ РАЗРАБОТКИ ПОПУТНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ КАТЭК

*Резник А.В.*

*Институт горного дела СО РАН  
г. Новосибирск, Россия*

Ресурсы земных недр по своему вещественному составу, месту нахождения и возможностям использования весьма многообразны (таблица 1).

Эти три группы вместе составляют минеральные ресурсы недр: первая группа – природные ресурсы, вторая и третья – отходы их добычи и переработки. Значительные по запа-

сам скопления последних, в частности отвалы, представляющие промышленный интерес, иногда называют техногенными месторождениями.

На стадии предварительной и детальной разведок, а также в процессе эксплуатации устанавливаются минеральный состав, содержание и запасы попутных компонентов, производятся исследования по технологии эффективной переработки комплексных полезных ископаемых. На разрабатываемых месторождениях также выполняются исследования в отвалах и хвостохранилищах складированных пород.

Таблица 1 - Классификация ресурсов земных недр

| Группа | Виды ресурсов земных недр                                                                                                                                                                                                                                                    |
|--------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| 1      | Месторождения твердых, жидких и газообразных полезных ископаемых                                                                                                                                                                                                             |
| 2      | Отвалы добытых забалансовых полезных ископаемых, горных пород вскрыши и от проходки подземных выработок, содержащие полезные компоненты                                                                                                                                      |
| 3      | Отходы переработки обогащенного и металлургического производства (отвалы хвостов обогащенных фабрик, металлургических шлаков, промывочных установок на россыпных месторождениях), сточные воды обогащенного и металлургического производства, содержащие полезные компоненты |

В связи с проблемой использования попутных компонентов особо важной становится задача научной разработки методик, инструкций, нормативов по разведке, изучению технологических свойств и подсчету запасов полезных компонентов во вмещающих породах, породах вскрыши.

Критерием эффективности комплексного освоения недр является достижение оптимальных для развития народного хозяйства страны и интересов будущих поколений показателей полноты использования ресурсов недр и участвующих в процессе их освоения трудовых и материальных ресурсов.

Канско-Ачинский топливно-энергетический комплекс формировался в составе мощных угольных разрезов, тепловых электростанций, предприятий по переработке угля, производственной базы строительства, объектов общерайонного значения, жилищного и гражданского строительства.

К числу угольных месторождений с промышленным содержанием во вскрышной толще попутных полезных ископаемых относятся Канско-Ачинские буроголовые месторождения (КАТЭК). Особый интерес представляют месторождения западной части бассейна (Березовское, Урюпское, Барандатское, Итатское), содержащие во вскрышной толще запасы сидеритов, каолинов и строительных материалов.

При создании КАТЭКа основной упор сделан на эффективное использование углей:

- сжигание угля на рядом расположенных действующих электростанциях на месте добычи угля;
- обеспечение топливом всех предприятий и организаций сельского хозяйства и быта в районах края, Восточной и Западной Сибири;
- возможность производства избыточной электроэнергии и ее транспортирования в различные регионы России;
- возможность подготовки угля на усреднительно-подготовительном комплексе необходимого качества для любых потребителей;
- облагораживание угля в целях повышения его калорийности и использование для замены экспортных углей;
- производство новых видов топлива и продуктов химической переработки.

Кроме угля здесь имеется целый комплекс нерудных полезных ископаемых, которые с освоением месторождения найдут широкое применение как строительные материалы и как сырье для их производства.

Широким распространением в районе пользуются покровные суглинки и глины четвертичного возраста, которые могут служить сырьем для производства строительного кир-

пича, а в ряде случаев и черепицы. Более того отдельные разновидности глин, обладающие способностью к вспучиванию могут использоваться как сырье для производства керамзита.

Богат район также и естественными каменными строительными материалами. Так среди образований доюрского возраста широким развитием пользуются железистые песчаники, известняки, диабазы, базальты, порфириды, граниты, и другие породы скального типа.

Все они могут найти применение в качестве бутового камня, а некоторые из них могут быть использованы для облицовки или для кладки стен. Такой материал, как известняк, может служить сырьем для получения строительной извести.

В долинах наиболее крупных рек районов, в основании аллювиальных отложений, почти повсеместно встречаются скопления песчано-галечникового материала, который является весьма ценным сырьем и найдет себе применение при составлении строительных растворов и бетонных смесей, а также может служить в качестве дорожного покрытия.

Весьма привлекательной чертой отдельных участков этого бассейна является наличие в подстилающей толще угольного пласта многомиллиардных разведанных запасов каолинов, пригодных к использованию в алюминиевой, огнеупорной, керамической и других отраслях промышленности.

Наибольшей интерес представляют сидериты, содержащиеся в крепких прослойках и линзах, присутствующих в рыхлых четвертичных породах. Мощность твердых включений 0,1-2,5м, показатель трудности разрушения – 11/12 МПа.

Сидерит – карбонат железа  $\text{FeCO}_3$ , важный минерал железных руд. В результате обогащения получают концентраты, содержащие не менее 30-35% Fe.

Крепкие включения во вскрышной толще размещаются крайне неравномерно и требуют предварительного рыхления в процессе их выемки.

Научными исследованиями и проектными проработками предусматривалось применение на разрезах КАТЭК поточной технологии вскрышных работ с использованием роторных и цепных экскаваторов, межуступных перегружателей и отвалообразователей производительностью 5250м<sup>3</sup>/ч и более. Как показал опыт эксплуатации подобного вскрышного комплекса на разрезе «Березовский-1» при отработке вскрышной толщи без крепких включений были достигнуты достаточно высокие технико-экономические показатели. Однако при появлении (на 8-м году эксплуатации) крепких включений работа комплекса была прекращена из-за невозможности их выемки и поломки оборудования.

Установлено, что в процессе экскавации породного забоя с включениями скальных пород на отдельных зубьях и ковшах наблюдаются большие пиковые нагрузки, хотя средневзвешенные средние усилия на ковше не превышают допустимых (исходя из установленных мощностей приводов вращения ротора и поворота).

Анализ использования экскаватора ЭРШРД-5250 на разрезе “Березовский-1” при работе как с острыми, так и с затупленными зубьями, показал, что одиночные включения малой мощности (0,1 – 0,2 м), даже с  $\sigma_{сж}=100\div120$  МПа, не снижают производительность экскаватора. Если же крепость и мощность включений не позволяют реализовать техническую производительность экскаватора и может привести к поломке рабочего органа, необходимо их предварительное разрушение. Применительно к экскаватору ЭРШРД-5250 размер куска породы должен быть не более 600 мм.

Распределение объемов крепких включений во вскрышной толще разреза по возможным способам их выемки техникой непрерывного действия приведено в таблице 2. Данные таблицы 2 свидетельствуют о том, что основной объем крепких включений может быть извлечен роторными экскаваторами только после их предварительного разрушения.

Однако, до настоящего времени, отсутствуют эффективные способы и средства обнаружения крепких включений, что также сдерживает крупномасштабное внедрение на вскрышных работах разрезов КАТЭК техники непрерывного действия.

Кроме того, существенное значение при использовании на вскрыше мощного горно-транспортного оборудования имеет высокая обводненность большинства месторождений,

что значительно снижает несущую способность разрабатываемых пород и усложняет работу горных машин.

Таблица 2 - Распределение объемов крепких включений в породах вскрыши

| Способы выемки                              | Без БВР                         |                                 | С БВР | Всего |
|---------------------------------------------|---------------------------------|---------------------------------|-------|-------|
|                                             | без снижения производительности | со снижением производительности |       |       |
| Объем крепких включений, млн.м <sup>3</sup> | 1,4                             | 1,6                             | 5,9   | 8,9   |

В этих условиях в качестве альтернативного варианта разработки массивов горных пород с крепкими включениями может быть рекомендовано применение средств гидромеханизации. При этом гидромеханизированная выемка четвертичных отложений (суглинки, глины, песчано-гравийные смеси) может производиться по традиционным схемам с гидромониторной разработкой горных пород и транспортированием их по трубопроводам в гидроотвал, а более крепких пород (аргиллиты, алевролиты, песчаники на глинистом цементе) – по комбинированным схемам с предварительным рыхлением их механическими или взрывчатыми средствами.

В условиях повышенной водонасыщенности разрабатываемого массива гидромеханизированная выемка вскрышных пород позволит, кроме того, снизить затраты на осушение карьерного поля.

Из опыта применения гидромеханизации в различных отраслях промышленности известно, что этот способ разработки массивов горных пород обладает рядом преимуществ, среди которых – поточность выполнения технологических процессов, простота конструкций, небольшие массы и габариты используемых машин и аппаратов, высокая производительность труда, относительно небольшие капитальные и эксплуатационные затраты на производство горных работ, экологическая чистота и безопасность производственных процессов.

Выводы:

1. К попутным полезным ископаемым на бурогольных месторождениях КАТЭК относятся покровные суглинки, гравийно-песчаные отложения в пойме р.Урюп, вскрышная толща коренных песчано-глинистых отложений, каолины и сидериты.

2. Применение на бурогольных месторождениях КАТЭК высокопроизводительной технологии непрерывного действия для разработки вскрышного массива сдерживается из-за наличия в нем крепких породных включений, требующих предварительного рыхления.

3. В качестве альтернативного варианта для этих целей предлагается применение гидромеханизации с селективной разработкой вскрышных пород.

4. При комплексном использовании попутно-добываемые полезные ископаемые не только могут обеспечить потребности народного хозяйства, но и улучшить технико-экономические показатели работы горнодобывающих предприятий. Решение этой проблемы заключается в изыскании потребителей, доразведке с подсчетом запасов по достоверным категориям и обоснованиям рациональной технологической схемы отработки месторождений в увязке с общей потребностью этих материалов в регионах КАТЭКа.

#### Список литературы

1. Ческидов В.И. К вопросу использования потенциала открытой добычи угля в восточных регионах России // ФТРПИ. – 2007. - №4.
2. Разработать технологию применения комплексов машин непрерывного действия на разрезе “Урюпский-1”. Отчет по теме 1101/040000-052. УКРНИИ-проект. – Киев. – 1978.
3. Нурок Г.А., Ялтанец И.М. Технология гидровскрышных работ на карьерах. М. – 1975.

## АНАЛИЗ РАБОТЫ СТРУГОВЫХ УСТАНОВОК НА ШАХТАХ КУЗБАССА

*Ремезов А.В., Бубнов К.А., Храмцов В.И.*

*ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет»*

*г. Кемерово, Россия*

**Опыт отработки тонких пластов стругами в основных угледобывающих странах.** В России около 60% промышленных запасов сосредоточено в пластах малой мощности от 0,71 до 1,2 м и в начальной классификации угольных пластов средней мощности от 1,21 до 1,8 м (1,21-3,5 м).

Наиболее эффективным способом отработки тонких пластов является использование струговой выемки.

В Германии, Чехии, Польше, США и последнее время в России накоплен достаточный опыт применения струговой технологии отработки тонких пластов. Наибольшее применение струговая технология отбойки угля нашла применение в Германии.

Практикой применения струговой технологии на тонких угольных пластах доказано, что производительность струговой установки более чем в два раза выше, чем комбайновой.

При отработке тонких пластов на шахтах Германии, США, Чехии, Польши комбайновую выемку применяют только тогда, когда не возможно применить струговую технологию.

Применение стругов при отработке тонких пластов позволяет при мощности угольного пласта 0,8-1,0 м достичь суточной нагрузки свыше 8000 т; при мощности 1,0-1,2 м – 16000 т; при мощности 1,2-1,6 м – до 22000 т.

Кроме того, струговая технология обеспечивает:

- низкую зольность (ниже на 3-4%, чем при комбайновой выемке);
- высокую безопасность работ;
- снижение затрат на концевых операциях;
- низкую вероятность возникновения газодинамических явлений;
- позволяет максимально автоматизировать работы в очистном забое.

В Кузбассе струговая технология применяется на шахтах Абашевская и Березовская с 2006 г., на шахте Чертинская-Южная – с конца 2007 г.

Основное отличие технологии струговой выемки от технологии комбайновой выемки заключается в способе отделения угля от массива. Рабочим органом очистного комбайна является шнек, траектория резцов сочетает комбинацию вращательного и прямолинейного движения.

У струга резцы совершают прямолинейное движение и воздействуют на угольный пласт силами, направленными вдоль напластования.

На производительность добычных машин наибольшее влияние оказывает сопротивляемость угольного пласта резанию.

При комбайновой выемке шнек отделяет уголь на величину, которая больше глубины отжима, что вызывает значительное сопротивление угля резанию. При струговой выемке струг снимает стружку в наиболее разрушенной под действием горного давления части угольного пласта, в связи с чем, процесс выемки угля стругом менее энергоемок, чем при комбайновой выемке.

Кроме того, производительность комбайновых забоев на тонких пластах ограничена скоростью перемещения комбайна, которая, в первую очередь, ограничена скоростью передвижения комбайнера от 2 до 8 м/мин. при изменении мощности угольного пласта от 0,8 до 1,8 м и скоростью погрузки отбитого угля на конвейер за счет ограничения высоты погрузочного окна (расстоянием по высоте от нижней части корпуса комбайна до борта забойного конвейера).

Если произвести не сложный расчет необходимой скорости подачи очистного комбайна при заданной нагрузке на очистной забой при челноковой схеме выемки по формуле

$$g_n = \frac{Q_{сум}}{m_g \cdot \gamma \cdot r_{\phi} \cdot n_p \cdot K_m}, \text{ м/мин.}, \quad (1)$$

где  $m_g$  - вынимаемая мощность пласта, соответственно  $m_g=0,85$  и  $1,80$  м;  $\gamma$  - средний объемный вес угля,  $\gamma=1,3$  т/м<sup>3</sup>;  $r_{\phi}$  - средний фактический захват комбайна,  $r_{\phi}=0,70$  м при ширине штрека  $0,80$ м;  $n_p$  - продолжительность рабочих смен в сутки,  $n_p=1080$  мин;  $K_m$  - лучший достигнутый на тонких пластах коэффициент машинного времени работы комбайна при челноковой схеме работы,  $K_m=0,40$ .

$$g_n = \frac{3000}{0,85 \cdot 1,3 \cdot 0,70 \cdot 1080 \cdot 0,40} = 8,98 \text{ м/мин.} \quad (2)$$

Для обеспечения нагрузки  $10000$  т/сут. на пласте мощностью  $1,80$  м скорость подачи должна составлять

$$g_n = 1,8 \frac{10000}{0,85 \cdot 1,3 \cdot 0,70 \cdot 1080 \cdot 0,40} = 14,13 \text{ м/мин.} \quad (3)$$

Но такие большие скорости подачи комбайна на тонких пластах просто не возможно достичь из-за не обеспечения скорости погрузки отбитого угля на забойный конвейер.

Реально при выемке пласта угля мощностью  $0,8-0,9$  м можно получить среднюю нагрузку на очистной забой в пределах  $1000-1500$  т при скорости подачи комбайна  $3$ м/мин, а при мощности отрабатываемого угольного пласта  $1,6-1,8$  м до  $4300$  т/сутки.

В соответствии с приведенными результатами можно сделать вывод, что для рентабельной работы очистного забоя на угольном пласте мощностью  $1,6$  м и ниже необходимо применить струговую технологию.

Нагрузку на очистной забой при струговой выемке можно рассчитать по формуле

$$Q_{сум} = m_g \cdot \gamma \cdot h_c \cdot g_c \cdot n_p \cdot K_m, \quad (4)$$

где  $h_c$  - средняя величина толщины стружки угля, снимаемой стругом за один проход, м;  $g_c$  - скорость перемещения струга вдоль забоя, м/мин;

При челноковой схеме работы струга максимальная теоретическая производительность струговой установки достигается при режиме ее работы, когда скорость движения струга  $g_c$  примерно в три раза превышает скорость движения тягового органа конвейера струговой установки  $g_k$ .

При использовании такого режима на конвейере струговой установки размещается уголь, отделенный от массива пласта за три прохода струга по лаве.

Максимально допустимая толщина стружки, при которой отбитый уголь может быть размещен на конвейере струговой выемки, при режиме  $g_c = 3g_k$  может быть определена по формуле

$$h_c = \frac{S_k (g_c^2 - g_k^2)}{m_g \psi g_c (g_c - g_k)}, \quad (5)$$

где  $S_k$  - площадь поперечного сечения потока угля на конвейере при максимальной его загрузке, м<sup>2</sup>; для современных струговых установок на пластах мощностью  $0,85$  м  $S_k=0,26$  м<sup>2</sup>, на пластах мощностью  $1,80$ м  $S_k=0,56$  м<sup>2</sup>;  $\psi$  - коэффициент разрыхления угольного пласта при его выемке,  $\psi=1,5$ .

В связи с выше приведенными расчетами современные струговые комплексы имеют соответствующие параметры:

$$g_c = 3g_k.$$

Современная практика применения струговых установок для отработки тонких пластов от  $0,8$  до  $1,6$  м по мощности обеспечивает нагрузку на очистной забой в  $3-5$  раз выше, чем при комбайновой выемке.

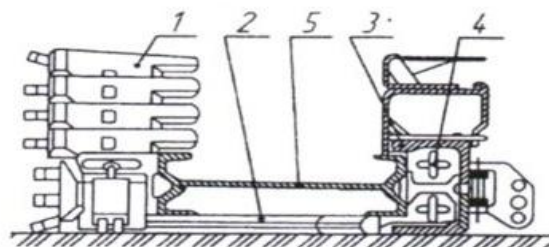
В настоящее время используют три основных виды стругов.

Струговые установки отрывного типа: СО75М, УСТ2М, 2СО3413 (Россия), Райсха-кенхобель, Швертхобель (Германия), PL9 (Чехия) (рисунок 1, а), отличаются тем, что тяго-вый орган 4 располагается со стороны выработанного пространства, а исполнительный орган 1 снабжён подконвейерной плитой 2, движущейся по почве пласта. Особенность этих устано-вок – наличие момента сил, скалывающих уголь, возникающего в результате присоединения тягового органа к исполнительному органу со стороны выработанного пространства. Такие струги называются отрывными.

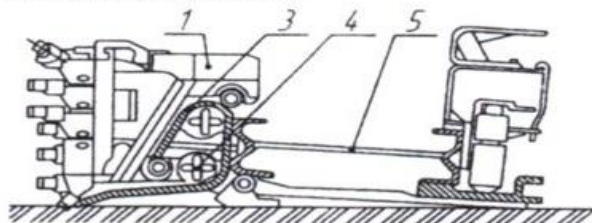
Струговые установки скользящего типа: СН75, 1СН99, 2СН3413 (СН.06) (Россия), Гляйтхобель, Компактхобель (Германия) (рисунок 1, б) отличаются тем, что тяговый орган 4 располагается с забойной стороны рештачного става 5 стругового конвейера, а исполнитель-ный орган 1 перемещается («скользит») по специальной наклонной направляющей 3, закреп-ленной на забойной стороне стругового конвейера.

Струговые установки комбинированного типа: 3СКП (Россия), Гляйтшвертхобель (Германия) (рисунок 1, в), отличаются тем, что тяговый орган 4 располагается со стороны выработанного пространства, исполнительный орган снабжен плитой 2, движущейся по спе-циальной направляющей 3, расположенной между почвой пласта и рештачным ставом 5 стругового конвейера.

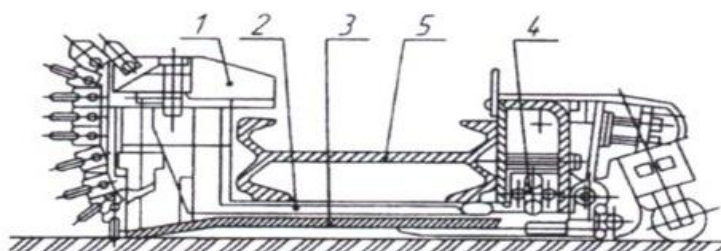
а) установка отрывного типа



б) установка скользящего типа



в) установка комбинированного типа



1 – исполнительный орган, 2 – подконвейерная плита, 3 – направляющая,  
4 – тяговый орган, 5 – рештачный став

Рисунок 1 - Типы струговых установок

### Опыт отработки угольных пластов мощностью от 0,77 до 1,04м на шахтах Кузбасса.

Анализ работы очистного забоя 43 пл. XXVI шахты «Березовская» с августа 2006 по май 2007гг.

1. Длина очистного забоя – 290 м.
2. Длина выемочного столба – 980 м.
3. Запасы угля в выемочном столбе – 42 тыс. т.



4. Система обработки – длинные столбы по простиранию.
  5. Глубина ведения работ от поверхности – до 325 м.
  6. Мощность угольного пласта – 0,91-1,04 м.
  7. Угол падения пласта  
по простиранию – 1-5°;  
по падению – 7-15°.
  8. Газоность пласта – до 7 м<sup>3</sup>/мин.
  9. Характеристика непосредственной кровли  
состав – алевролит;  
устойчивость у забоя – устойчивая;  
мощность – 3-6 м;
  10. Характер кливажа – перпендикулярно наслению.
  11. Мощность ложной кровли – 0,03 м (углистый аргеллит).
  12. Состав механизмов, входящих в состав механизированного комплекса, смонтированного в очистном забое  
– струговая установка GH 5.7/9-38V фирмы DBT со стругом скользящего типа;  
– крепь механизированная GLINIK 07/15 PozS, шаг установки 1,5 м;  
– система управления (PMC-R фирмы DBT) – свободно программируемая электрогидравлическая с обеспечением двухстороннего автоматического, пооперационного, одностороннего автоматизированного и группового автоматизированного управления;  
– перегружатель ПСП-308 с дробилкой ДУ-910 фирмы Анжеромаш.
- Опробование работы очистного забоя под нагрузкой начались 17.07.06. При плане 10000т за июль было добыто всего 2172т угля. Объемы добычи по месяцам за 2006-2007гг. представлены на рисунке 2.

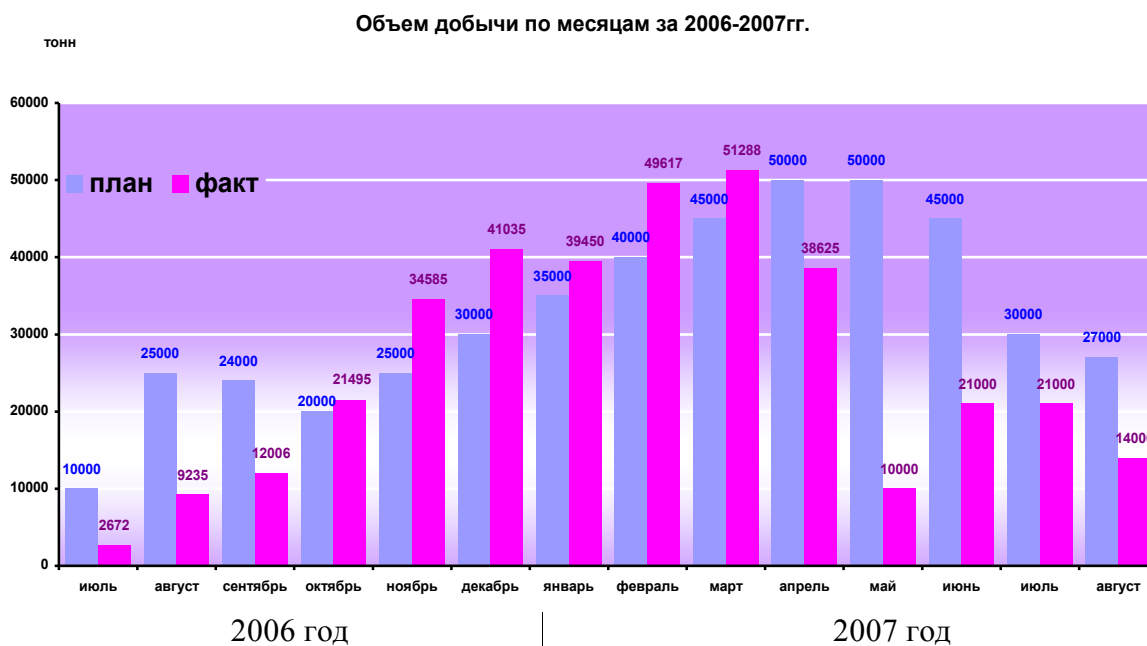


Рисунок 2 - Результаты работы очистного забоя № 43

На эффективность работы очистного забоя повлияли следующие факторы:

- сложный вывод мехкомплекса из монтажной камеры, выкладка клеток под секции, передвижка секций в это время велась вручную;
- низкая обученность рабочих и инженерно-технического персонала, отсутствие твердых знаний и навыков в управлении мехкомплексом.

Основные элементы технологии вывода мехкомплекса из монтажной камеры отражены на рисунке 3.

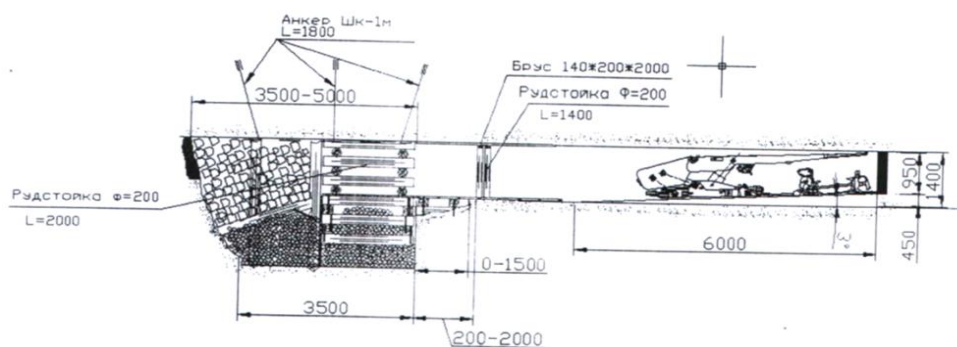


Рисунок 3 - Выход комплекса из монтажной камеры

Таким образом, за 13 полных рабочих месяцев в очистном забое 43 план был выполнен только в течение шести месяцев, при этом максимальная месячная добыча составила 51288 тонн в марте 2007 г., а максимальная суточная добыча была достигнута (2938 тонн) 15 марта 2007 г.

Наибольшая среднесуточная добыча составила 1772 тонн в феврале месяце 2007 г.

Основными причинами неудовлетворительной работы очистного забоя 43 явились:

- низкая неудовлетворительная обученность рабочих и ИТР участка;
- большая аварийность электроаппаратуры. Значительная часть данных аварий также связана с низкой квалификацией рабочих;
- отсутствие контрольной сборки мехкомплекса перед спуском в шахту;
- нестыковка отдельных узлов и механизмов мехкомплекса;
- неправильное управление мехкомплексом при изменении горно-геологических условий в очистном забое, что привело к посадке значительного количества мехсекций «насухо» из-за безграмотности ИРТ и рабочих участка. Простой очистного забоя по этой причине составил три недели;
- отсутствие на шахте или в самом городе Березовский сервисного склада оборудования и отсутствие представителя фирмы;
- не выполнение в полном объеме рекомендаций фирмы DBT по комплектованию мехкомплекса.

Расчетная часовая производительность мехкомплекса по контракту составляет 333т/час, фактическая составила около 100т/час.

Наибольшее использование рабочего времени по выемке угля из 6 часов рабочей смены составил в пределах 49%, а отдельные дни – 20-30% и ниже. Паспорт очистного забоя № 4 отражен на рисунке 4.

*Анализ работы очистного забоя 45 пл. XXVI шахты «Березовская».* Следующий очистной забой №45 по тому же пласту XXVI шахты «Березовская» был введен в работу в июле 2008 г., при этом месячная нагрузка на очистной забой отражена на рисунке 5.

Очистной забой № 45 работал неудовлетворительно. Месячный план за 8 месяцев был выполнен всего один раз – в марте 2009 г.

Причины неудовлетворительной работы те же, что и были в очистном забое № 43. Основной причиной является низкая квалификация рабочих и ИТР участка, аварийность механизмов и электроаппаратуры.

*Анализ работы очистного забоя №605пл.6 ООО «Шахты «Чертинская-Южная».* Геологическая характеристика пласта 6. Угольный пласт 6 - стратиграфически верхний пласт Чертинского месторождения, который объединяет нижележащую от пласта 5 группу пластов от 6 до 12. Выше в 14 - 18 м залегает ранее отработанный, пласт 5.

Строение пласта сложное, состоит из двух-трех угольных пачек, разделенных прослоями алевролита мощностью 0,01-0,14 м, увеличивается в направлении на юго-запад. Мощность пласта 0,71-1,25 м колебания в пределах выемочного столба  $\pm 10-30\%$  при средней 1,0 м.

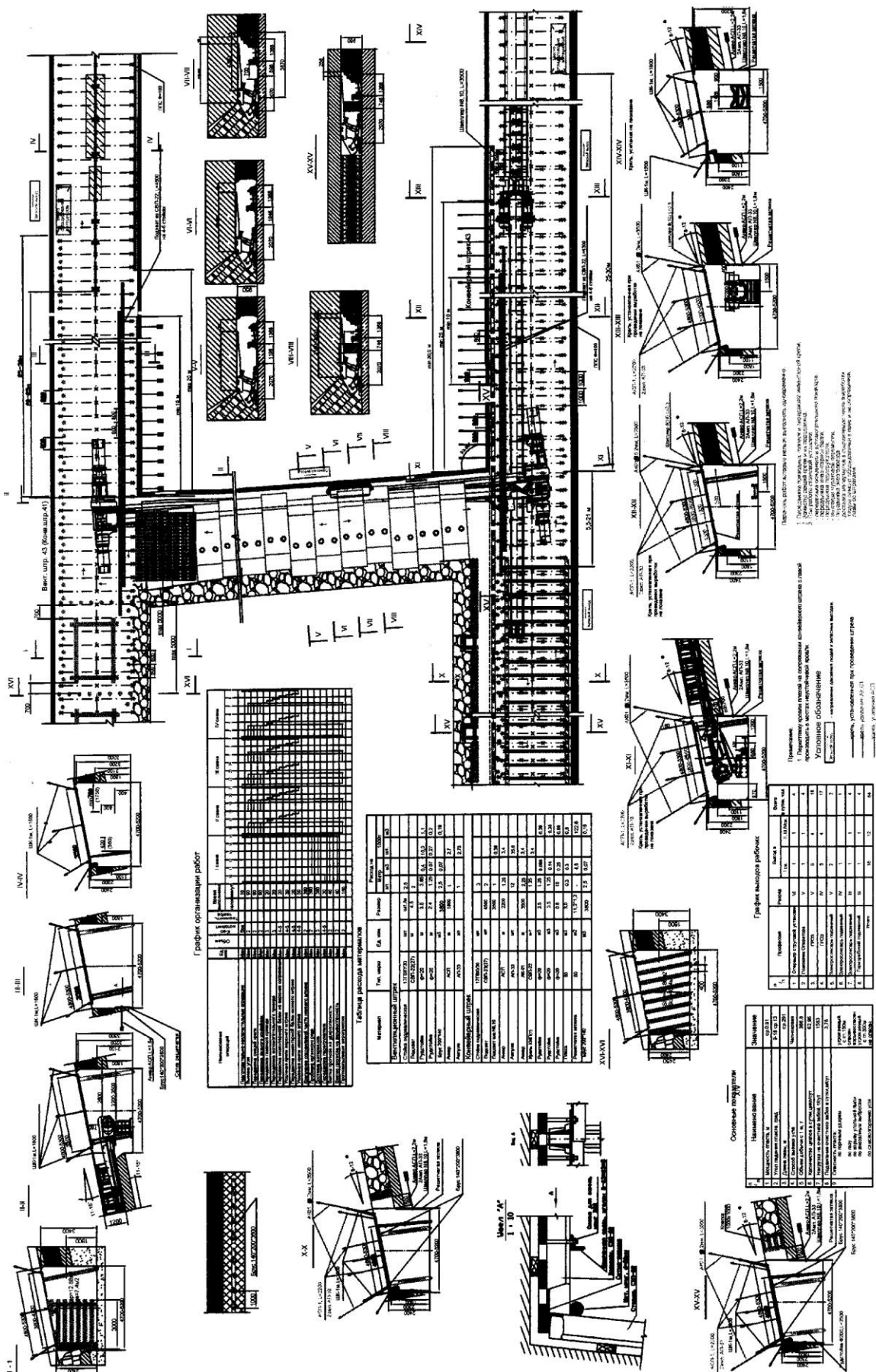


Рисунок 4 - Паспорт работы очистного забоя 43 пл. XXVI шахты «Березовская»

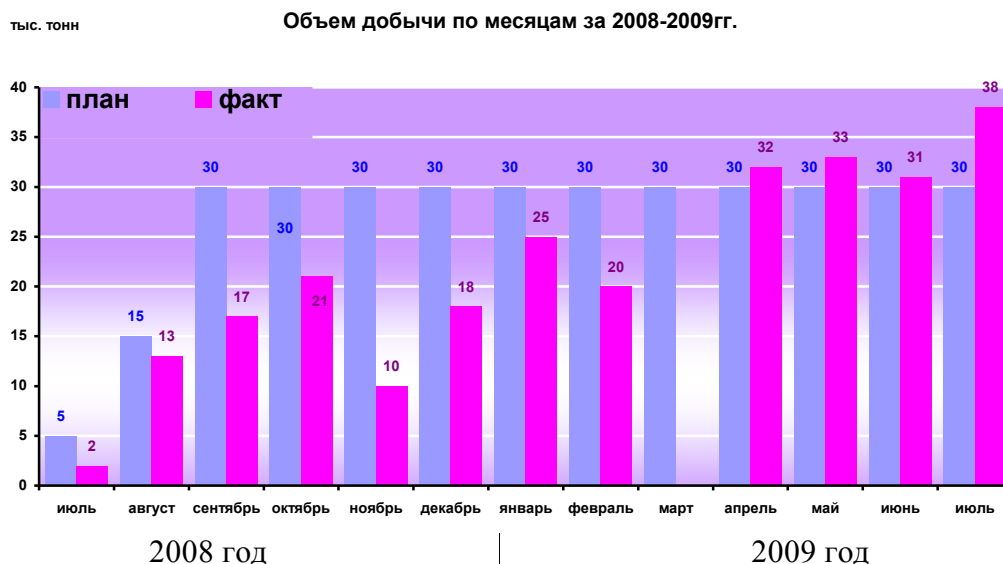


Рисунок 5 - Результаты работы очистного забоя № 45

Уголь пласта 6 блестящий, полосчатой структуры. При документировании горных работ по пласту 6 сидеритовые конкреции («колчеданы») не отмечены.

Технологическая группа 2Ж, марка «Ж». Величина пластического слоя (у) изменяется от 18 до 35мм в направлении от выхода пласта под наносы до гор. + 100 м.

Коэффициент крепости угля по проф. Протодеяконову – 1,4, сопротивление резанию 237 - 241 кгс/см.

Гипсометрия пласта слабоволнистая, угол падения в зоне планируемых горных работ 0-13°, на выходах увеличивается до 20-40° и более. В пределах шахтного поля присутствует участок забалансовых запасов по мощности менее 0,7 м.

Пласт 6 является опасным по взрываемости угольной пыли (при выходе летучих более 10% - на шахте угли имеют выход летучих 31% и более). Угрожаемый по горным ударам с глубины 150 м от поверхности. С глубины 300 м - угрожаемый по внезапным выбросам угля и газа. Угольный пласт отнесён к 3 группе степени склонности к самовозгоранию - не опасный. Газоносность по данным геологоразведочных работ колеблется от 0-6 до 20-24 м<sup>3</sup>/т.

Основная кровля сложена слабо трещиноватыми и слоистыми песчаниками мощностью 2-14 м и крепостью  $f = 6-8$ , местами с прослоями алевролитов (толщина слоев алевролитов 0,12-0,6 м). Абразивность 28-49, IV-V класс

По имеющимся данным толщина слоев песчаников основной кровли, выделенных плоскостями ослабления, составляет в основном около 1 м. Слоистость местами неясно выраженная, горизонтальная до горизонтально-прерывистой и местами косая, подчеркнута детритом.

Непосредственная кровля неустойчивая, (местами средней устойчивости, встречаются участки весьма неустойчивой), представлена мелкозернистыми и крупнозернистыми трещиноватыми алевролитами, слоистыми (слои от 0,3 до 1,0 м), мощностью 0,0-12,0 м, крепостью  $f = 3-5$ . На отдельных участках алевролиты замещаются песчаниками основной кровли. Возможна встреча размывов непосредственной кровли с внедрением песчаников в угольный пласт.

Местами выявлены поверхности ослабления 1-2 класса. В контакте с пластом встречаются слабоустойчивые алевролиты с прослойками угля, переходящие в аргиллиты (углистые сланцы), мощное 0,3-0,8 м, крепостью  $f = 1,5-2,5$ .

Нижний слой мощностью 0,3-0,8 м местами до весьма неустойчивого. Абразивность до 19, IV класс.

Основные системы трещиноватости Юго-восточного замыкания Чертинской брахи-синклинали:

1) Азимут линии падения 120-160°, (углы падения 25-35°, 60-85°),

2) Азимут линии падения 330-355°, (углы падения 45-75°).

При ведении очистных работ (комплекс КД-80) в юго-западном крыле шахтного поля в направлении на северо-восток (азимут линии падения забоя 60°) непосредственная кровля зачастую вела себя как «ложная», присутствовали многочисленные купола и заколы.

Непосредственная почва сложена алевролитом трещиноватым, слоистым, (с прослоями угля и углистого аргиллита) мощностью 0-4 м,  $f = 3-4$ , склонным к размоканию. Непосредственная почва от средней устойчивости до неустойчивой, склонна к пучению.

«Ложные» кровля и почва встречаются не повсеместно, представлены алевролитами мелкозернистыми, трещиноватыми, мощностью около 0,1 м и  $f = 2$ .

Замещения алевролитов непосредственной почвы песчаниками встречаются редко.

Основная почва сложена песчаником, местами переслаивающимся с алевролитами.

Все разновидности боковых пород содержат более 20% свободной двуокиси кремния ( $\text{SiO}_2$ ).

Тектоническое строение участка простое, представляющее брахисинклинальную складку с наличием в основном мелкоамплитудных геологических нарушений, с амплитудами смещения 0,2-2,0 м (отмечены при отработке пласта 5). Разрывные нарушения имеют в основном надвиговый и сбросовый характер. Простираие большей части нарушений приурочено к осям складок.

Показатели качества угля:

|                                    |       |
|------------------------------------|-------|
| Влага ( $W_a$ )                    | 1,08% |
| Зольность угольных пачек ( $A_c$ ) | 23,3% |
| Зольность пласта ( $A_{nn}$ )      | 31,0% |
| Выход летучих ( $V_g$ )            | 35,4% |
| Толщина пластического слоя ( $y$ ) | 26мм  |
| Сера ( $So_b$ )                    | 0,55% |
| Фосфор ( $P_c$ )                   | 0,04% |

В гидрогеологическом отношении пласт слабо обводнённый. Гидрогеологические условия отработки пласта 6 в основном довольно простые, сдренированная толща, притоки стабилизированы и определены, с некоторой разницей в весенний период - сезонные колебания, связанные с поверхностным питанием подземных горизонтов - инфильтрация и техногенного влияния на него.

Притоки в зоне повышенной трещиноватости, распространенной до глубины 60-100 м, характеризуются фильтрационной неоднородностью в плане. Наибольших величин они могут достигать в пределах долин рек Черта и Зеленчиха (при подработке), т.к. в условиях техногенного режима, питание аллювиального водоносного горизонта, на участках дренирующего действия шахты, осуществляется за счет перетекания речных вод через подрусловые отложения. По выходам и трещинам осуществляется подпитка подземных вод верхнепермских отложений. Притоки в подготовительные выработки могут составлять 1-30 м<sup>3</sup>/ч, в очистные - от 20-30 м<sup>3</sup>/ч до 175 м<sup>3</sup>/ч.

Оптимальная длина очистного забоя при струговой выемке угля составляет от 200 м до 300 м, этот параметр в значительной степени зависит от значения сопротивления угля резанию и наличием твердых включений в угольном пласте, для условий ООО «Шахта «Чертинская-Южная» это значение составляет - 237-241 кгс/см, а оптимальная длина очистного забоя составляет – 252 м.

Подбор сечения и расположения штреков относительно пласта зависит от конструктивных особенностей исполнений приводных блоков и способов перегруза угля из очистного забоя на штрековый перегружатель, с учетом необходимых габаритов под погрузочную машину и обеспечении ходового отделения между бортом выработки и штрековым перегружателем. Оптимальным расположением пласта относительно штрека - в середине, т.е. по конвейерному штреку почва угольного пласта находится на расстоянии не менее 1,3 м от почвы штрека, по вентиляционному штреку это расстояние может быть принято от 20 до 50 см.



Порядок отработки очистных забоев предусматривает поддержание конвейерного штрека с сохранением его в качестве вентиляционного штрека для ниже расположенного выемочного столба.

Особенностью эксплуатации повторно используемого штрека является правильный выбор крепления на сопряжениях с лавой и за лавой на границе с выработанным пространством при сохранении их для повторного использования в конкретных горно-геологических условиях.

Для выбора способа сохранения, поддержания и повторного использования конкретной выработки необходимо определить ряд параметров:

- степень напряженности породного и угольного массивов;
- ширину зоны временного опорного давления;
- параметров дополнительной усиливающей крепи:
  - а) глубину расслоения пород кровли штрека;
  - б) глубину заделки анкеров второго уровня за контур свода;
  - в) допускаемые нагрузки на элементы анкера;
  - г) длину анкеров, их тип;
  - д) давление на крепь;
  - е) шаг установки дополнительной усиливающей крепи;
  - ж) ожидаемые смещения закрепленных пород кровли;
- з) параметры посадочно-защитной крепи.

На основании расчетных данных составляется паспорт крепления штрека, причем несущую способность крепи усиления необходимо принимать на 5% больше теоретически расчетной. Паспорт очистного забоя № 605 изображен на рисунке 6.

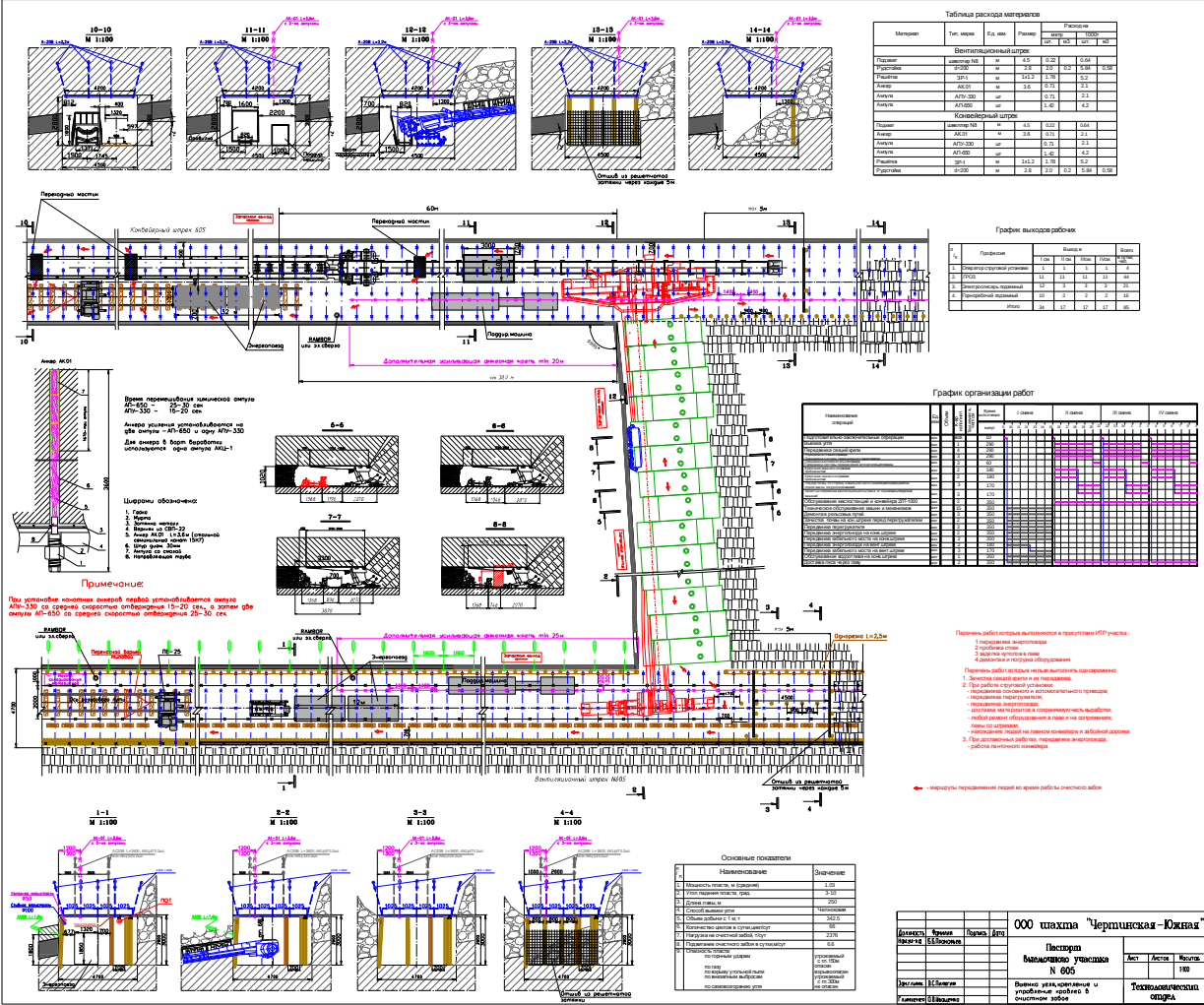


Рисунок 6 - Паспорт работы очистного забоя № 605

Схема работы струга - комбинированная.

При длине лавы 250 м общее количество секций в лаве составит 144 шт.

В качестве опережающей крепи усиления на вентиляционном штреке 605 применяется дополнительная усиливающая анкерная крепь впереди забоя на протяжении не менее 25 м от линии очистного забоя, с шагом установки 1,4 м.

В качестве опережающей крепи усиления на конвейерном штреке применяется дополнительная усиливающая анкерная крепь, количество рядов - 1, расстояние между анкерами через 1,4 м. дополнительная усиливающая анкерная крепь впереди забоя устанавливается на протяжении не менее 20 м от линии очистного забоя.

Таблица 1 – Оборудование выемочного участка №605 ООО «Шахта «Чертинская-Южная»

| Наименование оборудования |                       |                   |                         |          |
|---------------------------|-----------------------|-------------------|-------------------------|----------|
| механизированная крепь    | выемочная машина      | забойный конвейер | штрековый перегружатель | дробилка |
| ГЛИНИК 075/               | Струг<br>GH9-38ve/5.7 | PF3/822           | PF4/932                 | SK0909   |

Для отработки запасов выемочного участка очистного забоя № 605 принят отработавший лаву № 603 лавакомплект оборудования на длину лавы 250 м. Насосная станция ЕНР-ЗК125/50 – 3 шт.

Расчет нагрузки на очистной забой выполнен по минутной технической производительности струга, при условии обеспечения непрерывной работы всех звеньев технологической цепи. Коэффициент машинного времени принят равным 0,4 по электронному хронометражу лавы.

Среднемесячная нагрузка на лаву определяется по формуле

$$A_{cm} = T_{cm} \cdot q \cdot K_m,$$

где  $A_{cm}$  - среднесменная нагрузка на лаву, т/см;  $n$  – число рабочих смен по добыче в сутки (принят трехсменный режим работы очистного забоя с продолжительностью каждой смены 6 часов, из них первая смена – ремонтная;  $T_{cm}$  - длительность рабочей смены, мин.,  $T_{cm}=360$ мин;  $q$  - производительность струга по скорости подачи, т/мин;  $K_m$  - сменный коэффициент машинного времени,  $K_m=0,4$ ;  $m$  – вынимаемая мощность пласта, м,  $m = 1,03$ ;

$\gamma$  - объемный вес горной массы, т/м<sup>3</sup>,  $\gamma=1,4$  т/м<sup>3</sup>;  $r$  - ширина стружки, м (средняя),  $r=0,05$ м;  $g_n$  - скорость струга, принятая для расчета, м/сек,  $g_n=1,28$  м/сек;  $L_n$  - длина лавы, м,  $L_n=250$ м.

$$q_n = 60 \cdot m \cdot \gamma \cdot h \cdot g_c$$

$$q_n = 60 \cdot 1,03 \cdot 1,4 \cdot 0,05 \cdot 1,28 = 5,5 \text{ т/мин}$$

Среднесменная нагрузка на лаву по скорости подачи струга

$$A_n = T_{cm} \cdot q_n \cdot K_m, \text{ т/см}$$

$$A_n = 360 \cdot 5,5 \cdot 0,4 = 792, \text{ т/см}$$

Среднесменная нагрузка на лаву принимается по скорости подачи струга, так как автоматическое управление струговым комплексом гарантированно обеспечивает производительность струга.

$$A_{cm} = A_n = 792, \text{ т/см}$$

Среднесуточная нагрузка на лаву составит

$$A_{cym} = A_{cm} \cdot 3, \text{ т/сут}$$

$$A_{cym} = 792 \cdot 3 = 2376, \text{ т/сут}$$

Объем добычи с одного цикла

$$Q_n = L_d \cdot m \cdot h \cdot \gamma, \text{ т/цикл}$$

$$Q_n = 250 \cdot 1,03 \cdot 0,1 \cdot 1,4 = 36,05, \text{ т/цикл}$$

Количество циклов в смену

$$N_{cm} = \frac{A_{cm}}{Q_u}, \text{ цикл}$$

$$N_{cm} = \frac{792}{36,05} = 21,97, \text{ цикл}$$

Количество циклов в сутки

$$N_{сут} = N_{cm} \cdot 3, \text{ цикл}$$

$$N_{сут} = 22 \cdot 3 = 66, \text{ циклов}$$

Среднемесячная нагрузка на лаву

$$A_{мес} = A_{сут} \cdot 30 = 2376 \cdot 30 = 71280 \text{ т/мес.}$$

Очистной забой запущен в эксплуатацию 24.11.08 г. Среднесуточная добыча составила 2800 т/сут (рисунок 7).

### Добыча за 2007-2008гг.

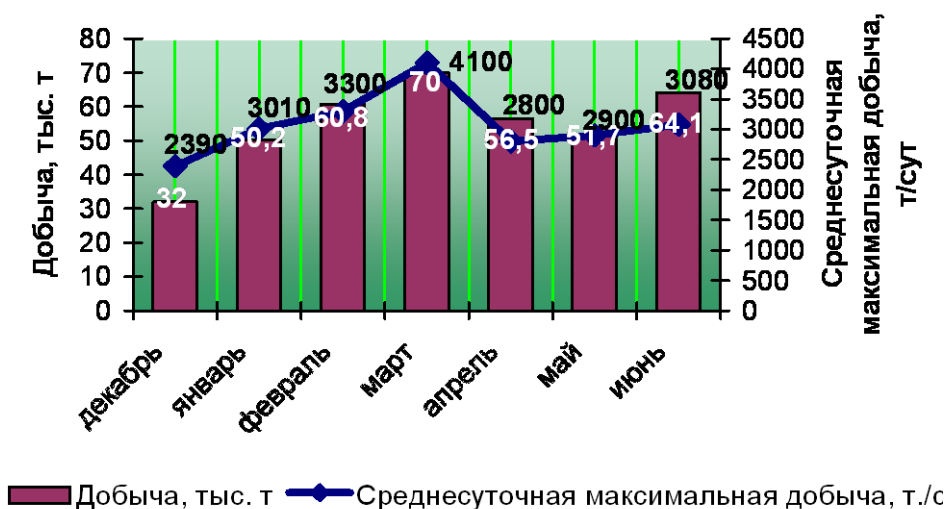


Рисунок 7 - Результаты работы очистного забоя № 605

Основными недостатками, выявленными в процессе эксплуатации стругового мех-комплекса, являются:

- недостаточный выезд струга к приводной станции при концевых операциях;
- несовершенство контактной группы в трансвичах (подстанциях), вследствие чего возникают частые сбои в программе управления струговой установкой;
- недостаточная ширина конвейерного штреха.

Результаты работы предыдущего очистного забоя № 603 приведены на рисунке 8.

Запасы в выемочном столбе № 603 составляли 606 тыс.т. Очистной забой № 603 находился в работе с 11.12.07 г. по 15.09.08 г.

Необходимо отметить, что в конце отработки очистного забоя № 605, пришлось заменить все гидравлические стойки на секциях механизированной крепи. Причиной замены стоек явилось низкое качество крепления предохранительных клапанов к стойкам. Польская сторона признала выявленные недостатки и поставила для замены новый комплект гидростоек.

**Опыт эксплуатации стругового мехкомплекса в филиале ЗАО «УК «Южжубассуголь» - «Шахта «Абашевская».** Механизированный комплекс DBT 11/23 со струговой установкой GH 9-38ve/5.7 был приобретён и внедрён на филиале «Шахта «Абашевская» в 2005



г. В состав струговой установки входит: струг GH 9-38 уе/5.7, механизированная крепь DBT 11/23, забойный конвейер GH PF4/932, перегружатель STPF 4/932, дробилка SK-1111. Струговая установка была предусмотрена для отработки лав по пласту 14 (14-09, 14-16, 14-15) и по пласту 16 (16-14, 16-17). Нагрузки по очистным забоям на 2005-2006 год предусматривались: из лавы 14-09 - 100 тыс. тонн в месяц, по горной массе - 172 тыс. тонн в месяц, из лавы 16-14 -140 тыс. тонн и 160 тыс. тонн, соответственно, из лавы 16-17-140 тыс. тонн и 160 тыс. тонн, соответственно (таблица 2). Струговая установка GH9-38ve/5.7 предназначена для выемки твердых и вязких углей на пластах мощностью 0,9-2,0 м.

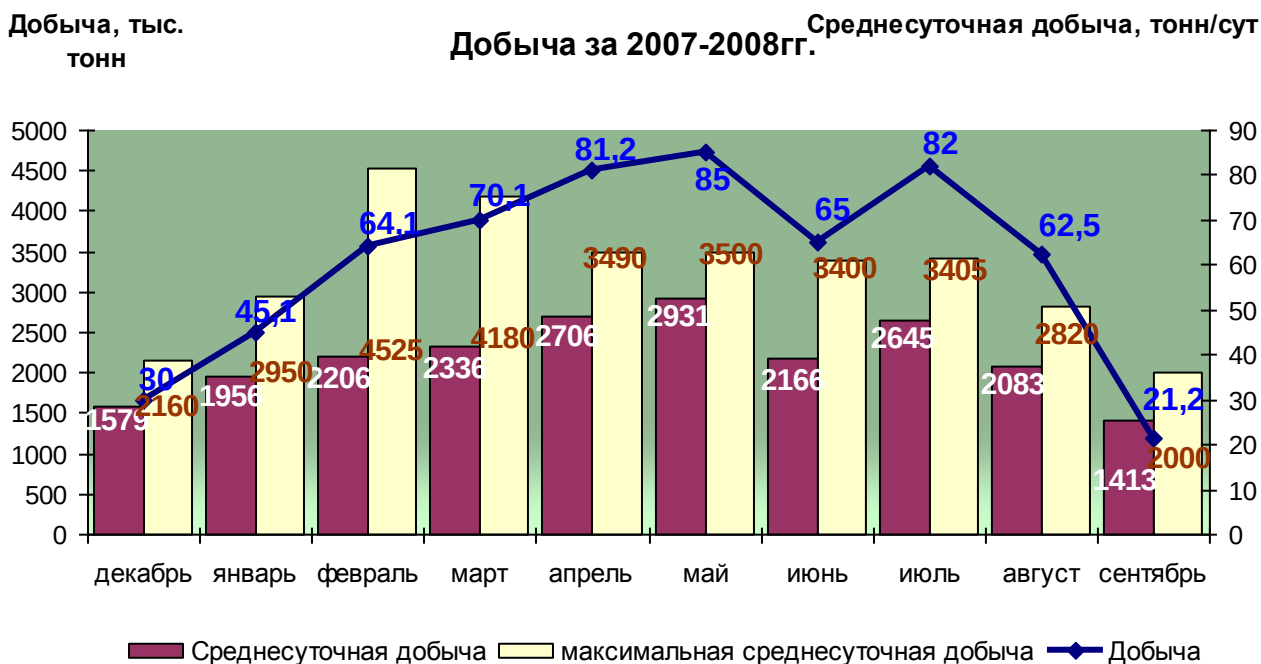


Рисунок 8 - Результаты работы очистного забоя № 603

Движение струга вдоль лавы осуществлялось по специальным направляющим посредством кольцевой цепи двумя приводами, вынесенными на штреки. Автоматизированная система управления шахтными машинами типа РМС позволяет осуществлять визуальный контроль за параметрами выемки угля на дисплее компьютера и управление оборудованием комплекса при выполнении всех технологических операций с центрального пульта оператора. Регулирование струга по вынимаемой мощности обеспечивается вручную на величину до 300 мм с использованием промежуточных режущих блоков различной высоты.

Комплекс был смонтирован в лаве № 14-09 длиной 220 м, отрабатывающей пласт 14 со средней вынимаемой мощностью 1,45 м и углом падения 7-11°. Исполнительный орган струговой установки был настроен на высоту 1,39 м паспорт очистного забоя 14-09 указан на рисунке 9.

Таблица 2 - Производственные показатели работы струговой установки филиала «Шахта «Абашевская» за 2005-2006 гг.

| Наименование лавы | Дата начала отработки | Дата окончания отработки | Запасы, т. тонн | Максимальная суточная добыча, т | Среднесуточная нагрузка на забой, т | Месячная нагрузка на очистной забой, т. тонн |
|-------------------|-----------------------|--------------------------|-----------------|---------------------------------|-------------------------------------|----------------------------------------------|
| Лавы 14-09        | 26.09.2005г.          | 25.12.2005г.             | 500             | 5303                            | 3700                                | 100                                          |
| Лавы 16-14        | 08.05.2006г.          | 26.12.2006г.             | 1100            | 5000                            | 4200                                | 140                                          |

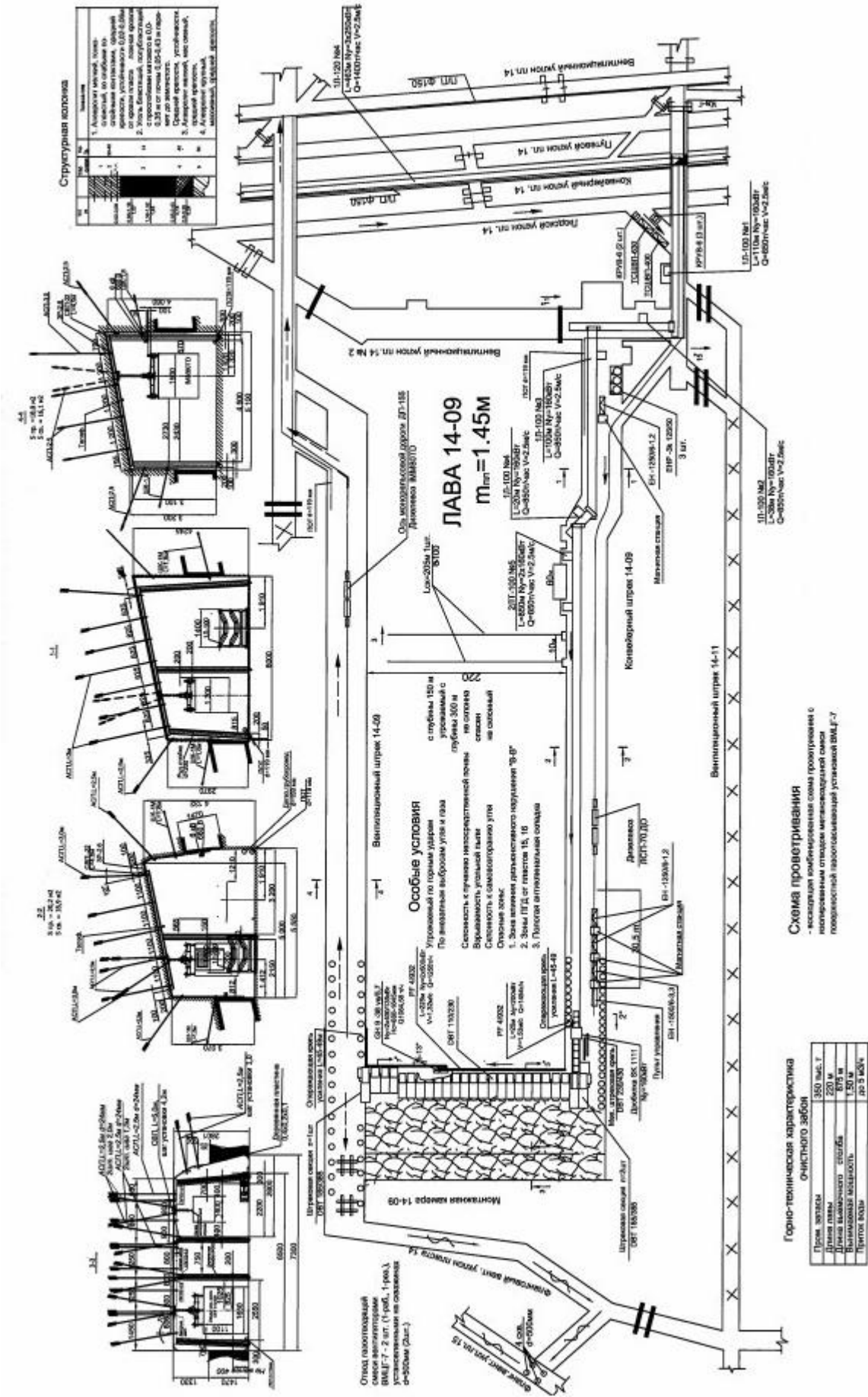


Рисунок 9 - Технологическая схема очистного забоя 14-09 филиала «Абашевская»

Транспортировка отбитого угля осуществлялась конвейерами типа 2ЛТ100У производительностью 850 т/ч. Глубина стружки при движении исполнительного органа со скоростью 1,92 м/с по восстанию пласта (навстречу движению конвейерной цепи) составляла 150 мм, а при обратном движении со скоростью 0,64 м/с – 40 мм. В результате применения струговой технологии выемки зольность горной массы, поступающей из лавы, снизилась с 37 до 16%.

Работы в лаве велись в три восьмичасовые смены в сутки (в первую смену выделялось время на выполнение работ по техническому обслуживанию оборудования и сокращению транспортной линии).

За три месяца испытаний было добыто 281241 т при подвигании лавы 655,2 м. При этом достигнута максимальная суточная добыча 7200 т при среднесуточной добыче 4536 т (рисунок 10). Производительность ГРОЗ составила 100,8 т/выход. Среднесуточный коэффициент машинного времени составил 0,33, а средняя техническая производительность комплекса за период испытаний - 727,6 т/ч. Это почти в два раза меньше расчётной производительности комплекса. Достичь расчётной производительности не удалось из-за недостаточной пропускной способности транспортной линии выемочного участка и шахты.

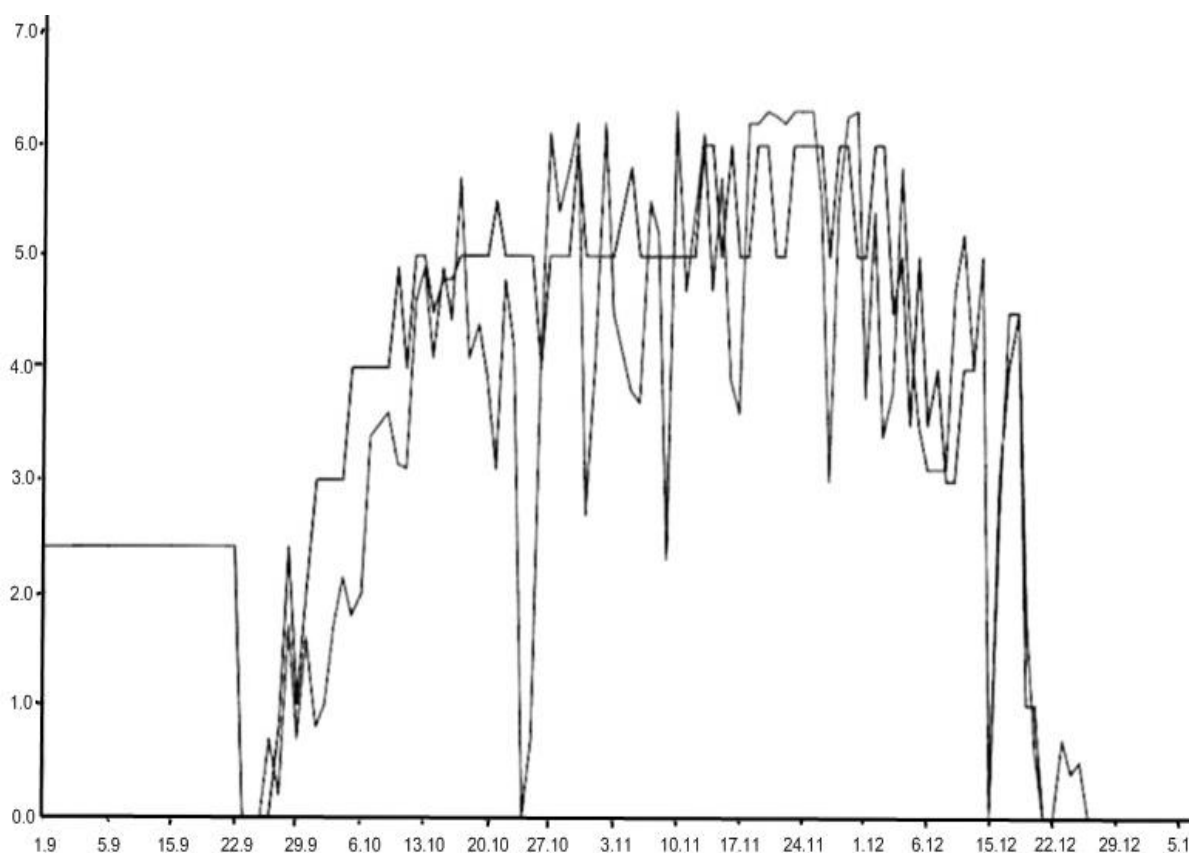


Рисунок 10 - Суточная добыча по лаве 14-09, тыс. тонн (02.07.2009г.)

На этой же шахте струговым комплексом фирмы DBT GmbH отрабатывался очистной забой 16-14 по пласту 16.

При средней геологической мощности 1,68 м вынимаемая мощность пласта иногда достигала до 2,3 м. Длина лавы – 300 м. Угольный пласт обладает низкой прочностью угля (60-70 кН/м в неотжимной зоне) и активным проявлением отжима.

Нагрузка на очистной забой по горной массе в среднем составляла 6700-6800 т/сут. и ограничивалась пропускной способностью конвейерной линии и обрушением неустойчивой кровли.

Используя проведенные нами исследования отработки угольных пластов мощностью от 0,9 до 17 м на угольных шахтах Кузбасса «Чертинская-Южная», «Березовская», «Абашев-

ская» мы можем сделать вывод о том, что отработка угольных пластов при помощи струговых мехкомплексов наиболее приемлема, чем отработка угольных пластов этой же мощности комбайновыми мехкомплексами, и имеет свои *основные преимущества*:

- низкая энергоемкость;
- высокий ресурс струга за счет его высокой надежности;
- повышение на 15-20% сортности отбитого угля;
- снижение зольности отбитого угля на 3-5% из-за отсутствия присечки пород кровли или почвы;
- низкая вероятность возникновения динамических проявлений выбросов и горных ударов;
- организация выемки угля без присутствия рабочих в очистном забое;
- низкое пылеобразование.

К недостаткам струговой технологии можно отнести:

- снижение производительности при работе на пластах с высокой крепостью и вязкостью;
- наличие верхней самообрушающейся пачки угля;
- при мощности пластов более 1,6-2,0 м в вертикальной плоскости;
- необходимость наличия крепкой почвы;
- кривизна почвы не должна превышать 30 м;
- в угольном пласте должны отсутствовать крепкие конкреции диаметром более 50мм.

Отсутствие широкого применения струговой технологии для отработки тонких угольных пластов мощностью от 0,8 до 1,6 м в Кузбассе и в России мы можем объяснить:

- отсутствием достаточной информации о струговой технологии;
- отсутствием в России заводов производителей данного оборудования.

В то же время [6] рекомендует применение струговой технологии при отработке угольных пластов: 14, 15, 16, 22, 24 шахты «Абашевская», 14, 16, 21, 22 шахты «Юбилейная»,  $E_4, K_3, K_1, E_9, E_7, K_4, K_3$  шахты «Осинниковская», 24, 26, 27 шахты «Первомайская», 26, 27 шахты «Березовская», 6 шахты «Чертинская-Южная», несложный и Меренковский шахты «Октябрьская», Меренковский шахты им. 7 Ноября, одбравский, Майеровский, Промежуточный, Максимовский, Веретенковский шахты им. Кирова и шахты Комсомолец. Мы с ними согласны.

Для выбора типоразмера механизированной крепи, а также ее силовых параметров, необходимо использовать существующие методики.

В частности для определения необходимой несущей способности крепи можно воспользоваться графико-аналитическим методом, изложенным в работе [1].

Шаг первичной генеральной осадки основной кровли в зависимости от класса кровли по управляемости можно произвести по следующим формулам:

Для легкоуправляемых кровель (I класс)

$$L_1 = 3,5 \sqrt{\frac{\sigma_p \sum H_i}{10\gamma}} \leq 30\psi^o m_i \cdot \quad (1)$$

Для среднеуправляемых кровель (II класс)

$$L_1 = 3,5 \sqrt{\frac{\sigma_p \sum H_i}{10\gamma}} \leq 40 \div 60 \psi^o m_i \cdot \quad (2)$$

Для трудноуправляемых кровель (III класс)

$$L_1 = 3,5 \sqrt{\frac{\sigma_p \sum H_i}{10\gamma}} > 60\psi^o m_i \cdot \quad (3)$$

При определении  $L_i$  в выражениях (1)-(3)  $\sum H_i$  принимается не превышающей 10-12 м, так как эта величина по результатам экспериментальных исследований является предель-

но возможной зоной обрушения прочных пород в периоды первичных осадок основной кровли.

Шаг обрушения основной кровли, в том числе первичный зависит от ее подбучивания обрушенными породами непосредственной кровли.

Коэффициент подбучивания основной кровли  $\tau^o m_i$  определяется отношением фактической мощности непосредственной кровли к мощности непосредственной кровли, необходимой для предотвращения резких первых осадок основной кровли

$$\tau^o m_i = \frac{h_{m_i}^{\phi}}{h_{m_i}^o}, \quad (4)$$

где  $h_{m_i}^{\phi}$  - фактическая мощность непосредственной кровли, м.

Исследованиями установлена зависимость коэффициента увеличения шага первой генеральной осадки основной кровли  $\psi^o m_i$  от коэффициента ее подбучивания

$$\psi^o m_i = 0,25\tau^o m_i + 1. \quad (5)$$

Выражение (5) действительно при  $h_{m_i}^{\phi} \leq h_{m_i}^o$ . При возрастании  $\tau^o m_i$  и  $\psi^o m_i$  увеличивается шаг первой осадки основной кровли и уменьшается интенсивность ее проявления. При  $h_{m_i}^{\phi} > h_{m_i}^o$  возможность проявления в призабойном пространстве первых генеральных осадок основной кровли исключается.

Критерий, определяющий класс кровли по шагу вторичных осадок и интенсивности их проявления в одну  $L_{II}^I$  и две  $L_{II}^{II}$  стадии, имеет соответственно вид

$$L_{II}^I = B; \quad L_{II}^{II} = C. \quad (6)$$

Критерии, определяющие шаг вторичных осадок основной кровли в зависимости от класса кровли, примут следующий вид

Для легкоуправляемых кровель (I класс)

$$L_{II}^I = 6-12 \text{ м и может достигать } 15-30 \text{ м}. \quad (7)$$

Для среднеуправляемых кровель (II класс)

$$\begin{cases} L_{II}^I = 10 \div 20 \text{ м} \\ L_{II}^{II} = 25 \div 40 \text{ м} \end{cases}. \quad (8)$$

Для трудноуправляемых кровель (III класс)

$$\begin{cases} L_{II}^I = 20 \div 30 \text{ м} \\ L_{II}^{II} = 40 \div 60 \text{ м} \end{cases}. \quad (9)$$

Интегральные критерии, определяющие классы кровель в комплексно-механизированных очистных забоях, характеризуются следующими выражениями

I класс (легкоуправляемые кровли)

$$\begin{cases} \frac{h_{m_i}}{m_i} \geq \frac{H'_{m_i} - m_i}{m_i \left( -K_{p_{mi}} \right)} \rightarrow \text{при} \begin{cases} \sigma_{сжс_h} \geq 20 \text{ МПа} \\ \sigma_{сжс_H} = 45 \div 75 \text{ МПа} \end{cases} \\ \frac{h_{m_i}}{m_i} \geq K \frac{H'_{m_i} - m_i}{m_i \left( -K_{p_{mi}} \right)} \rightarrow \text{при} \begin{cases} \sigma_{сжс_h} \geq 20 \text{ МПа} \\ \sigma_{сжс_H} > 75 \text{ МПа} \end{cases} ; \\ \frac{h_{m_i}}{m_i} \leq \frac{H'_{m_i} - m_i}{m_i \left( -K_{p_{mi}} \right)} \rightarrow \text{при} \begin{cases} \sigma_{сжс_h} \geq 20 \text{ МПа} \\ \sigma_{сжс_H} \leq 45 \text{ МПа} \end{cases} \end{cases} \quad (10)$$

$$\left. \begin{aligned} L_1 &= 3,5 \sqrt{\frac{\sigma_p \sum H_i}{10\gamma}} \leq 30 \psi^0 m_i \\ L_{II}^I &= 6 \div 12 (\text{до } 15 \div 30 \text{ м}) \end{aligned} \right\} \text{при} \begin{cases} \sigma_{сжн} \leq 45 \text{ МПа}; \\ W_{сл} = 2 \div 5 \end{cases} \quad (11), (12)$$

$$\sum H_i - \text{произвольная.} \quad (13)$$

II класс (среднеуправляемые кровли)

$$\left\{ \begin{aligned} \frac{h_{m_i}}{m_i} &\leq \frac{H'_{m_i} - m_i}{m_i} \left( -K_{p_{mi}} \right) \text{ при} \begin{cases} \sigma_{сжн} \geq 20 \div 30 \text{ МПа} \\ \sigma_{сжн} = 45 \div 75 \text{ МПа} \end{cases}; \\ \frac{H'_{m_i} - m_i}{m_i} \left( -K_{p_{mi}} \right) &\leq \frac{h_{m_i}}{m_i} \leq K \frac{H'_{m_i} - m_i}{m_i} \left( -K_{p_{mi}} \right) \text{ при} \begin{cases} \sigma_{сжн} \geq 20 \div 30 \text{ МПа} \\ \sigma_{сжн} > 75 \text{ МПа} \end{cases} \end{aligned} \right. \quad (14)$$

$$\left. \begin{aligned} L_1 &= 3,5 \sqrt{\frac{\sigma_p \sum H_i}{10\gamma}} = 30 \div 60 \psi^0 m_i \\ L_{II}^I &= 6 \div 12 (\text{до } 15 \div 30 \text{ м}) \\ L_{II}^{II} &= 25 \div 40 \text{ м} \end{aligned} \right\} \text{при} \begin{cases} \sigma_{сжн} = 45 \div 75 \text{ МПа}; \\ W_{сл} = 1 \div 3 \end{cases} \quad (15), (16)$$

$$\sum H_i \geq 2m_i \geq 3 \div 4 \text{ м} - \text{произвольная.} \quad (17)$$

III класс (трудноуправляемые кровли)

$$\left\{ \frac{h_{m_i}}{m_i} \leq \frac{H'_{m_i} - m_i}{m_i} \left( -K_{p_{mi}} \right) \text{ при} \begin{cases} \sigma_{сжн} \geq 20 \div 30 \text{ МПа} \\ \sigma_{сжн} > 75 \text{ МПа} \end{cases} \right. \quad (18)$$

$$\left. \begin{aligned} L_1 &= 3,5 \sqrt{\frac{\sigma_p \sum H_i}{10\gamma}} > 60 \psi^0 m_i \\ L_{II}^I &= 20 \div 30 \text{ м} \\ L_{II}^{II} &= 40 \div 60 \text{ м} \end{aligned} \right\} \text{при} \begin{cases} \sigma_{сжн} > 75 \text{ МПа}. \\ W_{сл} = 0 \div 2 \end{cases} \quad (19), (20)$$

Расчет первичного и последующих шагов обрушения кровли производится также согласно методике «Временного руководства по расчету первичного и последующих шагов обрушения пород кровли при разработке пластов длинными столбами по простиранию в условиях Кузбасса», Кемерово, 1973.

Исходные данные для расчета. Определяем значение протяженности зоны опорного давления

$$L = 11 \sqrt[3]{X^2}, \text{ м,}$$

где  $X$  – расстояние от забоя до области максимальных напряжений  $X = (\varphi_1 + \varphi_2) m$ ;  $\varphi = 6,7$  при  $f = 1,37$ ;  $A = 9,1$  при  $\varphi = 6,7$  и  $r = 2,2$ ;  $\varphi_1 = 0,24$  при  $A = 9,1$  и  $r = 2,2$ ;  $kv = 77$  при  $f = 1,37$ ;  $0,25 \cdot H = 0,25 \cdot 115 = 28,75$ ;  $\ln B = 0,55$  при  $kv = 77$  и  $0,25 \cdot 115 = 28,75$ ;  $\varphi_2 = 0,06$  при  $\varphi = 6,7$  и  $\ln B = 0,55$ ;  $X = 0,24 + 0,06 \cdot 1,62 = 0,49$ ;  $L = 11 \sqrt[3]{0,49^2} = 6,8$ .

$$h_p = 36 \cdot 10^{-3} \cdot L \cdot \sqrt{\frac{M \cdot n \cdot a}{f \cdot (\eta + \sin \alpha) \cdot v \cdot \varphi}}.$$

где  $M = \frac{1}{46} \nu$  – мощность пород непосредственной кровли, м.

$$h_p = 36 \cdot 10^{-3} \cdot 6,8 \cdot \sqrt{\frac{5 \cdot 5 \cdot 0,9}{1,27 \cdot (0,71 + \sin 10^\circ) \cdot 12 \cdot 1,52}} = 0,17 \cdot 10^{-3}.$$

Определяем первичный шаг обрушения пород непосредственной кровли на примере для очистного забоя №605 ш. «Чертинская-Южная»

$$r_{nep}^H = 36 \cdot \left( \frac{F_{hp} \sqrt{V}}{\sqrt{D}} + 10,5 \cdot e^{-0,7 \frac{h_p}{F_{hp}}} \right),$$

$$r_{nep}^H = 36 \cdot \left( \frac{6 \cdot \sqrt{12}}{\sqrt{250}} + 10,5 \cdot e^{-0,7 \frac{0,17 \cdot 10^{-3}}{6}} \right) = 1,74 \text{ м.}$$

Последующий шаг обрушения непосредственной кровли

$$r_1^H = 10,5 \cdot e^{-0,7 \frac{h_p}{F_{kp}^H}} = 0,52 \text{ м.}$$

Первичный шаг обрушения пород основной кровли:

$$r_{nen}^o = 36 \cdot \left( \frac{F_{hp}^o \sqrt{V}}{\sqrt{D}} + 10,5 \cdot \sqrt{V} \cdot e^{-0,7 \frac{h_p^1}{F_{rh}^o}} \right),$$

$$r_{nen}^o = 36 \cdot \left( \frac{6 \cdot \sqrt{12}}{\sqrt{250}} + 10,5 \cdot \sqrt{12} \cdot e^{-0,7 \frac{0,59 \cdot 10^{-3}}{6}} \right) = 8,93 \text{ м.}$$

Последующий шаг обрушения пород основной кровли:

$$r_1^o = 10,5 \cdot \sqrt{V} \cdot e^{-0,7 \frac{h_p^1}{F_{rh}^o}},$$

$$r_1^o = 10,5 \cdot \sqrt{12} \cdot e^{-0,7 \frac{0,59 \cdot 10^{-3}}{6}} = 5,51.$$

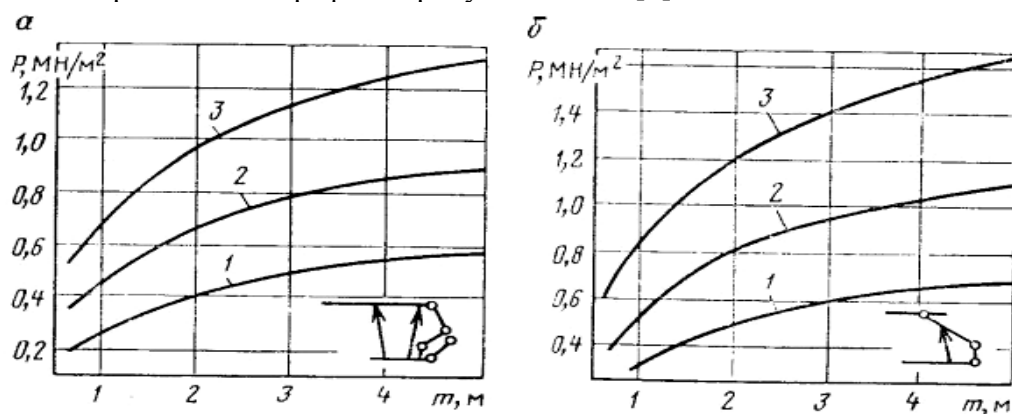
Первичный шаг обрушения:

- основной кровли – 6-10 м;
- непосредственной кровли – 1-2 м.

Последующий шаг обрушения:

- основной кровли – 2-6 м;
- непосредственной кровли – 1-2 м.

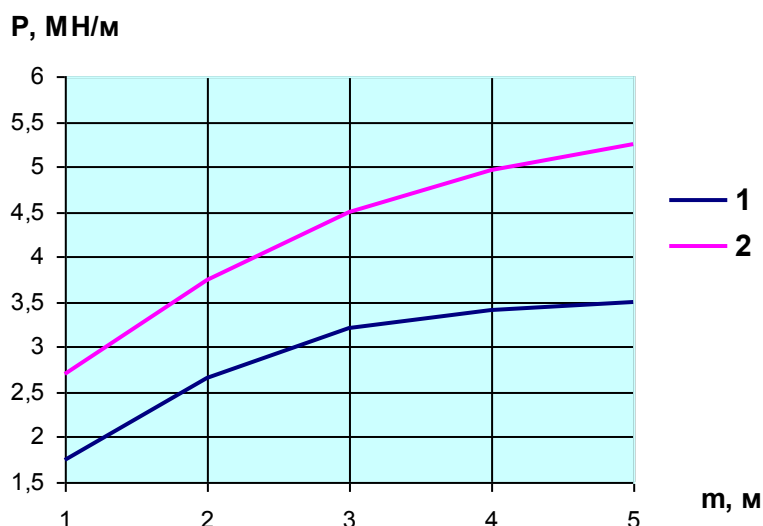
Зависимость необходимого общего сопротивления  $P$  механизированных крепей поддерживающего и поддерживающе-оградительного типов от мощности пласта « $m$ » и класса кровли можно определить из графиков рисунков 11-12 [3].



класс кровли:

1 – легкоуправляемая; 2 – среднеуправляемая; 3 – трудноуправляемая

Рисунок 11 - Зависимость необходимого сопротивления  $P$  механизированных крепей: поддерживающего и поддерживающе-оградительного (а) и оградительно-поддерживающего (б) типов от мощности пласта  $m$



класс кровли: 1 – среднеуправляемая; 2 – трудноуправляемая

Рисунок 12 - Зависимость необходимого общего сопротивления  $P$  механизированный крепей поддерживающего и поддерживающе-оградительного типов от мощности пласта  $m$

Расчет и оценка сопротивления почв вдавливанию может производиться по методике, изложенной в работе [1] или по упрощенной формуле  $n_c R_c \leq S_o q_n$ .

Для нормальной работы крепи по управлению кровлей необходимо, чтобы суммарное давление основания секции крепи было равно (или менее) суммарному сопротивлению почвы вдавливанию, создаваемому на опорной площади основания секций, т.е.  $n_c R_c \leq S_o q_n$ , где  $n_c$  - количество стоек секции;  $R_c$  - сопротивление стойки крепи;  $S_o$  - опорная площадь основания секции,  $q_n$  - предельное сопротивление почвы вдавливанию, МПа;  $q_n = 0,58\sigma_c$ ;  $\sigma_c$  - предельное сопротивление сжатию почвы.

**Краткая справка.** Струговая выемка была впервые применена в начале 40-х годов XXв. На шахте «Иббенбюрен» в Германии. Раньше струговые установки изготавливались только фирмой «Геверкшафт Айзенхютте Вестфалия Люнен» (Gewerkschaft EisenhutteWestfalia Lunt), а сейчас это фирма «ДБТ ГмбХ» (DBT GmbH), Люнен. В настоящее время струговые установки изготавливаются несколькими фирмами в Германии, а также в других странах. однако фирма «ДБТ ГмбХ» (ДБТ) остается единственным производителем и поставщиком автоматизированных струговых установок. Недавняя история развития струговой выемки в Германии описана в статье [1]. Современной стандартной струговой установкой в Германии, как и в других угледобывающих странах, является установка скользящего действия GH 9-38 ve фирмы ДБТ. Эта стандартная система была выбрана в качестве базисной для разработки новых струговых установок.

В 2000-2004 гг. фирмой ДБТ в тесном сотрудничестве с компанией ДСК шел процесс создания новой струговой установки скользящего действия.

Первый экземпляр этой установки был смонтирован в очистном забое 258 на шахте «Проспер-Ханиэль» компании «Дойче Штайнком АГ» (ДСК). Длина очистного забоя составляла 400м, а запасы в выемочном столбе 258 оценивались в 1 млн. т товарного угля.

На протяжении и всего времени отработки участка суточное подвигание лавы составляло 7,39 м при средней производительности по товарному углю 6,171 т/сут (соответственно 11,618 т/сут по рядовому углю). Это был самый лучший результат 2003 года по всем струговым лавам компании ДСК, только одна комбайновая лава на значительно более мощном пласте имела более высокие результаты (таблица 3).



Таблица 3- Показатели работы стругов в Германии

| Панель 258      | Производительность<br>(т/сут, тов.<br>угля) | Подвигание<br>(м/сут) | Производительность<br>(т/сут, ряд.<br>угля) | Скорость<br>отработки<br>пласта<br>(м <sup>2</sup> /мин) | Эффективное<br>время работы<br>струга<br>(мин/сут) |
|-----------------|---------------------------------------------|-----------------------|---------------------------------------------|----------------------------------------------------------|----------------------------------------------------|
| Сентябрь 2003г. | 2828                                        | 3,43                  | 5722                                        | 9,88                                                     | 139                                                |
| Октябрь 2003г.  | 6017                                        | 6,08                  | 10356                                       | 7,00                                                     | 347                                                |
| Ноябрь 2003г.   | 10021                                       | 10,94                 | 17652                                       | 11,23                                                    | 390                                                |
| Декабрь 2003г.  | 5862                                        | 6,16                  | 9279                                        | 8,09                                                     | 305                                                |
| Январь 2004г.   | 7440                                        | 9,83                  | 15242                                       | 9,42                                                     | 418                                                |
| Февраль 2004г.  | 5318                                        | 6,59                  | 11877                                       | 9,57                                                     | 276                                                |
| Март 2004г.     | 6510                                        | 8,56                  | 14172                                       | 9,43                                                     | 365                                                |
| Апрель 2004г.   | 5441                                        | 7,06                  | 9358                                        | 9,86                                                     | 288                                                |
| Май 2004г.      | 4416                                        | 5,92                  | 8276                                        | 9,12                                                     | 261                                                |
| В среднем       | 6171                                        | 7,39                  | 11689                                       | 9,26                                                     | 320                                                |

Во время отработки всего участка головной привод опережал концевой привод на 7,5 м, чтобы предотвратить сползание щитовой креп по падению. Экспериментальное значение этого опережения составляли 3,66 и 16,6 м середина лавы в среднем опережала концевой участок на 6,8 м при длине лавы 400 м это составило 1,7%.

Этот первый опыт применения был весьма успешным и превзошел самые большие ожидания. Серия экспериментальных исследований позволила найти новые тенденции в определении производительности струговых установок.

Собранные данные показывают, что новый струг GH 42 может обеспечивать даже более высокую производительность, чем предварительно ожидалось. При соответствующей инфраструктуре, допускающей эффективную работу струга, например в течение 10 ч в сутки, производительность новой струговой установки может достигать до 20 000-35 000 т/сут (в зависимости от прочности угля).

Необходимо в конце статьи вернуться к основным недостаткам в эксплуатации струговых установок в Кузбассе:

- недостаточная обученность рабочих и ИТР в эксплуатации струговых установок;
- недостаточно грамотное исполнение сопряжений отдельных узлов и механизмов в комплексе;
- недостаточная производительность конвейерных линий, т.е. ниже, чем техническая возможность струговых мехкомплексов;
- недостаточная подготовленность сотрудников шахт и вышестоящих организаций при участии в заключении контрактов на поставку оборудования, струговых мехкомплексов и т.д.

#### Список литературы

1. Коровкин Ю.А. Механизированные крепи очистных забоев / Под ред. Ю.Л. Худина. – М.: Недра, 1990. – 413с.
2. Стругово-комбайновая технология выемки угля. Актуальность разработки / Б.Б. Луганцев, В.В. Беликов // Уголь. – 2004. - №4. – С.61-63
3. Стругово-комбайновая технология выемки угля. Варианты технологии / Б.Б. Луганцев, В.В. Беликов // Уголь. – 2005. - №1. – С.3-4.
4. Стругово-комбайновая выемка. Комплекс оборудования для выемки выбросоопасных пластов / Б.Б. Луганцев, С.Г. Еремин // Уголь. – 2005. - №7. – С.29-30.
5. Луганцев Б.Б. Разработка техники и технологии эффективной и безопасной выемки тонких угольных пластов / Уголь. – 2005. - №8. – С.34-35.

6. Струговая выемка угля. Каталог-справочник / Под общей ред. В.М. Щадова / Сост. Б.Б. Луганцев, Б.А. Ошеров, Л.И. Файнбурд – Новочеркасск: «Оникс+», 2007. – 298с.
7. Фосс Х.-В., Битер М. Средства механизации выемки угля, применяемые в Германии при разработке пластов малой и средней мощности // Глюкауф. – 2003. - №3. – С.14-19.
8. Первый практический опыт применения струговой установки с повышенной мощностью привода на пластах твердого угля / Хайнц-Вернер Фосс, Мартин Юнкер // Глюкауф. – 2004, декабрь. - №4.

УДК 622.023.001.5

## **МАСШТАБНЫЙ ЭФФЕКТ И ЕГО МИНИМИЗАЦИЯ В КОНСТРУКЦИИ ПРИБОРА ДЛЯ ИЗМЕРЕНИЯ КРЕПОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД**

*Корнеев В.А.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

В настоящее время существует множество способов определения прочностных и деформационных свойств горных пород в окрестности подземных горных выработок [1, 2]. При этом результаты, полученные с их помощью, не всегда соответствуют реальной обстановке, присутствующей в горном массиве. Погрешность измерений зависит от многих причин, основной из которых является масштабный эффект.

Учет масштабного эффекта с целью минимизации его влияния на достоверность данных, полученных при проведении исследования, является одной из важнейших задач, решаемых при разработке и конструировании технических средств геомеханической разведки.

Реальный массив горных пород, как правило, имеет сложное строение, так как включает в себя слои, обладающие различными физико-механическими свойствами, и зачастую осложнен геологическими нарушениями. Даже если размеры исследуемого в лабораторных условиях образца достигают или превосходят размеры элементарного объема горной породы, определяемого по ее минеральному составу, исследуемый образец может содержать различные дефекты более крупных размеров, что искажает результаты проводимых исследований. Поэтому разработка методики проведения измерений и процесс тарировки технических средств являются основными этапами, на которых возможно появление систематических ошибок, связанных с масштабным эффектом.

Одним из наиболее перспективных вариантов определения физико-механических свойств горных пород в натурных условиях является реализация технологии исследования в окрестности горных выработок с использованием погружного прибора. Данное направление научных изысканий осуществляется сотрудниками кафедр электромеханики и разработки пластовых месторождений Сибирского государственного индустриального университета. Конструкция проектируемого прибора представляет собой гидравлический цилиндр с прикрепленным к его штоку индентором. Приведение прибора в действие осуществляется с помощью гидравлической системы, состоящей из ручного насоса и рукава высокого давления, соединяющего цилиндр с насосом. Посредством данного технического средства будет возможно определение крепости горных пород в шпуре, за счет внедрения индентора в стенки скважины. Регистрация момента разрушения горной породы будет осуществляться по величине резкого падения давления в гидросистеме прибора, регистрируемого датчиком давления [3].

В своей диссертационной работе, посвященной вопросам исследования влияния масштабного эффекта на прочность углей в условиях различных напряженных состояний, С.Е. Чирков приводит таблицу [1] (таблица 1), в которой сопоставляет данные, полученные по результатам испытаний угля на сжатие в условиях естественного залегания, с прочностью его

образцов. Анализ приведенной информации позволяет сделать вывод, что прочность в целиках в 2-4 раза меньше прочности образцов горных пород.

Таблица 1 – Результаты испытаний угля на сжатие в условиях естественного залегания и его образцов в лабораторных условиях

| Бассейн, шахта, пласт                                                                         | Предел прочности при одноосном сжатии, кг/см <sup>2</sup> |                          |                     |                             |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------|--------------------------|---------------------|-----------------------------|
|                                                                                               | образец<br>5х5х5 см                                       | размеры це-<br>ликов, см | в целиках           | в массиве                   |
|                                                                                               |                                                           |                          | фактический         | по М.М. Прото-<br>дьяконову |
| Кузбасс.<br>Красногорский разрез,<br>пл. XXVII                                                | 170                                                       | 50х50х50                 | 44                  | 54                          |
| То же, пл. XXX                                                                                | 230                                                       | 100х100х100              | 57                  | 70                          |
| Кузбасс.<br>ш. «Полысаевская-Северная»,<br>пл. Полысаевский-1                                 | 150                                                       | 25х25х45                 | 70-90               | 47                          |
| Кузбасс.<br>ш. «Томусинская-1–2»,<br>пл. XI                                                   | 150                                                       | 200х200х200              | <u>35-40</u><br>50* | 46                          |
| То же, пл. XII                                                                                | 178                                                       | 210х210х210              | 30-40               | 59                          |
| Кузбасс,<br>ш. «Полысаевская-3»<br>пл. Красногорский                                          | 185 (сеч.<br>10 см <sup>2</sup> )                         | 25х25х25                 | 61                  | –                           |
| Кузбасс,<br>ш. им. Емельяна Ярославского,<br>пл. Наджуринский-2                               | 180 (сеч.<br>10 см <sup>2</sup> )                         | 25х25х25                 | 55                  | –                           |
| Донбасс,<br>гидрошахта «Пионер»                                                               | 175                                                       | 100х100х100              | 23                  | 34                          |
| Львовско-Волынский бассейн,<br>ш. №8, пл. Волынский-1                                         | 155                                                       | 26х26х26                 | 82                  | 61                          |
| * Предел прочности угольного пласта XI, определенный исследователями ВНИМИ методом разгрузки. |                                                           |                          |                     |                             |

Аналогичная зависимость была получена Н.И. Комарницким по результатам натурных испытаний глин на Михайловском карьере КМА с использованием гидравлических подушек, разработанных ВНИМИ, а также рядом отечественных и иностранных авторов при исследовании углей (Б.Н. Аболенским, М.И. Койфманом, Левалем, Холлендом, Ивенсом, Помероем, Биренбаумом и другими [1]).

Однако ряд данных, полученных при исследовании влияния размеров образцов горных пород на их прочность, оказался прямо противоположным выявленным выше зависимостям. Так, исследование М.И. Койфманом одноосного сжатия весьма малых образцов мелкозернистых горных пород (типа песчаников) показало, что увеличение их линейных размеров от 0,5 до 7 см. приводило к значительному росту их прочности (в некоторых случаях до 20-30 раз) [1]. Исследование прочностных и деформационных свойств горных пород Стебниковского месторождения с целью определения оптимальных размеров камер и целиков также выявило тенденцию роста прочности образцов горных пород при увеличении их размеров [4]. Аналогичное влияние масштабного эффекта, выражающееся в росте прочности горных пород при увеличении размеров образцов, выявили Л.И. Барон и В.М. Курбатов при исследовании прочности на сжатие мрамора, известняка, а так же искусственных образцов из гипса, и цемента, Г.Н. Кузнецов при раздавливании образцов каменной соли кубической и призматической форм Артемовского месторождения, а также другие ученые [1].

Исходя из изложенных выше материалов, можно отметить, что минимизация сложного противоречивого влияния масштабного эффекта, применительно к вопросам обеспечения достоверности измерений конструируемого погружного прибора для измерения крепости горных пород, заключается в определении оптимального количества измерений, предусмотренных разрабатываемой методикой, а также в построении механизма тарирования прибора с учетом возможного проявления масштабного эффекта.

Подавляющее большинство горных пород обладает значительной колеблемостью показателей физико-механических свойств по сравнению с различными материалами [2]. Так, коэффициенты вариации прочностных характеристики металлов при испытаниях, составляют порядка 4-7% против 23% при исследовании горных пород [2]. При этом испытания, проводимые в условиях забоя, содержат еще большую вариацию данных по сравнению с лабораторными экспериментами, поэтому определение достаточного количества испытаний при тарировке прибора и измерениях в шпуре приобретают особую актуальность [2].

Занимаясь разработкой нового метода определения контактной прочности горной породы, Л.И. Барон и Л.Б. Глатман успешно решили данную задачу путем проведения многочисленных сравнительных экспериментов (было проведено порядка 1500 опытов) [2]. Согласно полученным данным определено, что для получения результатов с надежностью 0,95 при допустимой ошибке 10-15% становится вполне достаточным проведение 6-10 опытов [2].

Ориентируясь на результаты, полученные Л.И. Бароном и Л.Б. Глатманом, количество 6-10 опытов принято за основу процесса проведения тарировки и измерений разрабатываемого погружного прибора для измерения крепости горных пород. При этом с целью получения агрегатных свойств горной породы при исследовании полиминеральных пород или при наличии различных включений, был принят индентор в форме усеченного конуса с диаметром контактной части 1,5 – 2,0 мм, что обеспечивает требуемую точность получаемых результатов [4].

#### Список литературы

1. Ильницкая Е.И., Тедер Р.И., Ватолин Е.С., Кунтыш М.Ф. Свойства горных пород и методы их определения. //М.: Недра. 1969. – 392 с.
2. Барон Л.И., Глатман Л.Б. Контактная прочность горных пород. //М.: Недра. 1966. – 228 с.
3. Корнеев В.А., Ванякин О.В., Корнеев П.А. Технические основы реализации механизма контактного разрушения в конструкции прибора для определения прочностных и деформационных свойств горных пород //Новокузнецк: Научно-технологические разработки и использования минеральных ресурсов – Сборник научных статей. 2009. – с. 238-240.
4. Галаев Н.З., Рыженьков А.М. Прочностные и деформационные свойства пород Стебниковского месторождения. //Л.: Всесоюзный межвузовский сборник. Физические процессы горного производства. Выпуск 9 1981. – с. 24-30.

УДК 622.831.2:004.42

### **МЕТОДИКА ОЦЕНКИ АДЕКВАТНОСТИ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПРОГНОЗА СМЕЩЕНИЙ ПОРОД КРОВЛИ РЕАЛЬНЫМ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМ ПРОЦЕССАМ**

*Корнев Е.С.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

В настоящее время для описания геомеханических процессов, происходящих в реальном горном массиве, широко применяется численный метод конечных элементов [1, 2]. Од-

нако практическое применение этого метода для прогноза смещений, деформаций и напряжений в горном массиве выявило следующие его недостатки:

1. Объемы зоны сдвижения подработанных горных пород, установленные по результатам расчетов, в 1,5-2,0 раза превышают объемы этих зон, построенных по действующим «Правилам охраны...» [3].

2. Величины максимальных вертикальных смещений пород кровли, вычисленные методом конечных элементов, составляют 10-15% фактических оседаний пород кровли, измеренных на наблюдательных станциях.

3. Алгоритм метода конечных элементов позволяет вычислить смещения, деформации, напряжения с достаточной достоверностью на линейном или допредельном участках диаграммы – «напряжения и деформации», а на участках запредельного деформирования указанные параметры отличаются на порядок.

Для получения результатов вычислений методом конечных элементов, адекватных реальным геомеханическим процессам, предложено несколько вариантов тарировки математической модели:

– посредством поэтапного расчета и накопления повреждений пород в конечных элементах;

– поэтапным изменением модулей упругости и деформации горных пород и приближением полученных результатов к фактическим.

Первый вариант исследован в работе Л.Д. Павловой и позволяет получить удовлетворительные результаты [4]. Однако этот метод при поэтапном расчете требует больших временных затрат и не позволяет оперативно управлять геомеханическими процессами.

В настоящей работе приведены оценки второго варианта, то есть изменения модуля упругости по формуле

$$E_i = E_0 \cdot K_{cmp}, \quad (1)$$

где  $E_i$  - модуль упругости пород в реальном массиве;  $E_0$  - начальный модуль упругости в породном образце;  $K_{cmp}$  - коэффициент структурного ослабления, зависит от литотипности угленосной толщи, трещиноватости и времени эксплуатации выработки.

Наибольшей сложностью в этом алгоритме представляется определение  $K_{cmp}$ . Для этого было проведено математическое моделирование геомеханических процессов при отработке пласта Спутник шахты «Сигнал». По результатам исследований вычислялись смещения пород кровли вентиляционного штрека №57 и сравнивались с фактическими смещениями. По величинам минимальных отклонений указанных смещений определено оптимальное значение коэффициента  $K_{cmp}$ .

Условия отработки пласта Спутник следующие [5]. Пласт Спутник имеет сложное строение и состоит из 4-6 угольных пачек, разделённых прослойками алевролита и аргиллита. Мощность пласта 1,7-2,4 м, угол падения 16-20°, коэффициент крепости угля по шкале М.М. Протодяконова равен 1,0-1,2.

Непосредственная кровля представлена трещиноватым алевролитом мощностью до 4,0 м крепостью  $f = 3-4$ , способна к мелкоблочному обрушению. Допустимая площадь устойчивого обнажения непосредственной кровли 5 м<sup>2</sup> в течение 5-10 мин. Имеется «ложная» кровля мощностью 0,3 м. Основная кровля представлена мелкозернистым песчаником крепостью  $f = 6-7$  и мощностью 18-25 м.

Непосредственная почва пласта сложена переислаиванием углистого аргиллита и алевролита мощностью 0,8-1,5 м, способна при попадании влаги размокать до состояния глины.

Вентиляционный штрек №57 формировался в процессе ведения очистных работ при помощи очистного комбайна КШ-1 КГУ. В качестве временной крепи устанавливали верхняк из швеллера №10-12 на трёх анкерах ШК-1п длиной 1,8 м. Расстояние между рамами

временной крепи 1,6 м. После передвижки гидроподхватов на формируемом вентиляционном штреке в промежутке между анкерными рядами устанавливалась рамная крепь.

По верхнему боку штрека с отставанием от забоя не более 3,2 м ставился один ряд подхватов на деревянных стойках, устанавливаемых через 0,8-1,0 м. По нижнему боку со стороны обрушенных пород устанавливалось два ряда деревянных подхватов, под которые возводилась органная крепь.

На формируемом штреке было оборудовано 6 замерных станций (1-6) и четыре положения очистного забоя (I-IV), соответствующие времени изменений смещений пород кровли на станциях (рисунок 1).

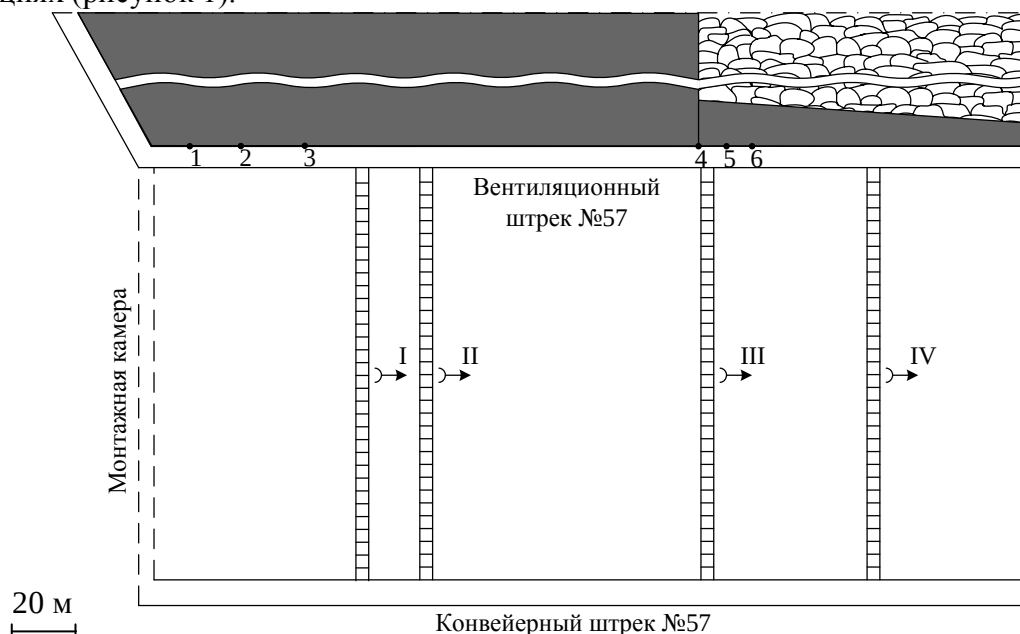


Рисунок 1 - Схема расположения замерных станций (1-6) и положений очистных забоев (I-IV) в выемочном участке №57 пласта Спутник [5]

Результаты измерений приведены в таблице 1.

Таблица 1- Измеренные и вычисленные смещения пород кровли (мм)

| Номер станции | Положения очистных забоев и смещения |             |            |             |            |             |            |             |
|---------------|--------------------------------------|-------------|------------|-------------|------------|-------------|------------|-------------|
|               | I                                    |             | II         |             | III        |             | IV         |             |
|               | измеренные                           | вычисленные | измеренные | вычисленные | измеренные | вычисленные | измеренные | вычисленные |
| 2             | 93                                   | 91,84       | 105        | 100,10      | 128        | 109,42      | 140        | 61,19       |
| 3             | -                                    | -           | 102        | 98,64       | 130        | 119,79      | 150        | 63,80       |
| 4             | -                                    | -           | -          | -           | 0          | 53,09       | 80         | 74,18       |
| 5             | -                                    | -           | -          | -           | -          | -           | 50         | 77,88       |
| 6             | -                                    | -           | -          | -           | -          | -           | 70         | 76,34       |

Для расчета смещений методом конечных элементов использовался пакет компьютерных программ, разработанных Л.Д. Павловой, В.Н. Фряновым [6], который позволяет определять параметры напряженно-деформированного состояния углепородного массива с учетом пространственно-временного изменения положения системы горных выработок. На рисунке 2 показаны изолинии вертикальных смещений пород кровли в вентиляционном

штреке №57 (рисунок 1) при втором положении забоя, а так же изолинии оседаний пород кровли верхнего, ранее отработанного угольного столба.

Качественный характер распределения изолиний оседаний пород кровли (рисунок 2) совпадает с результатами натурных измерений.

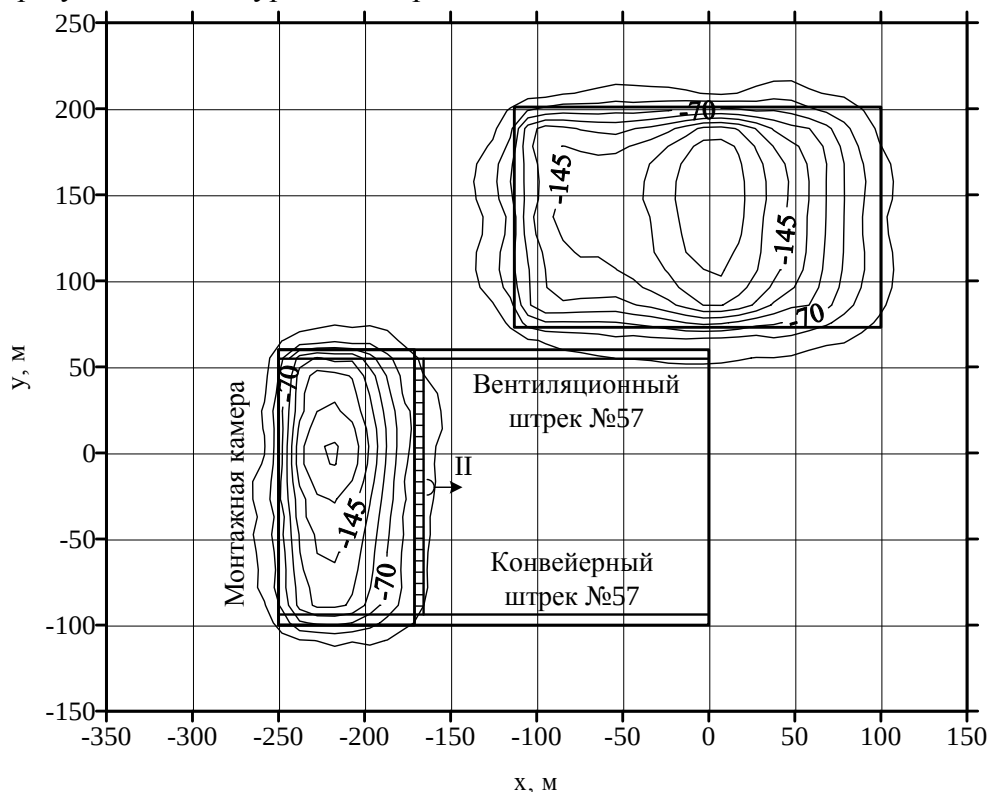


Рисунок 2 - Изолинии распределений оседаний пород кровли, мм

Соответствие вычисленных и измеренных смещений пород кровли подтверждается графиком на рисунке 3.

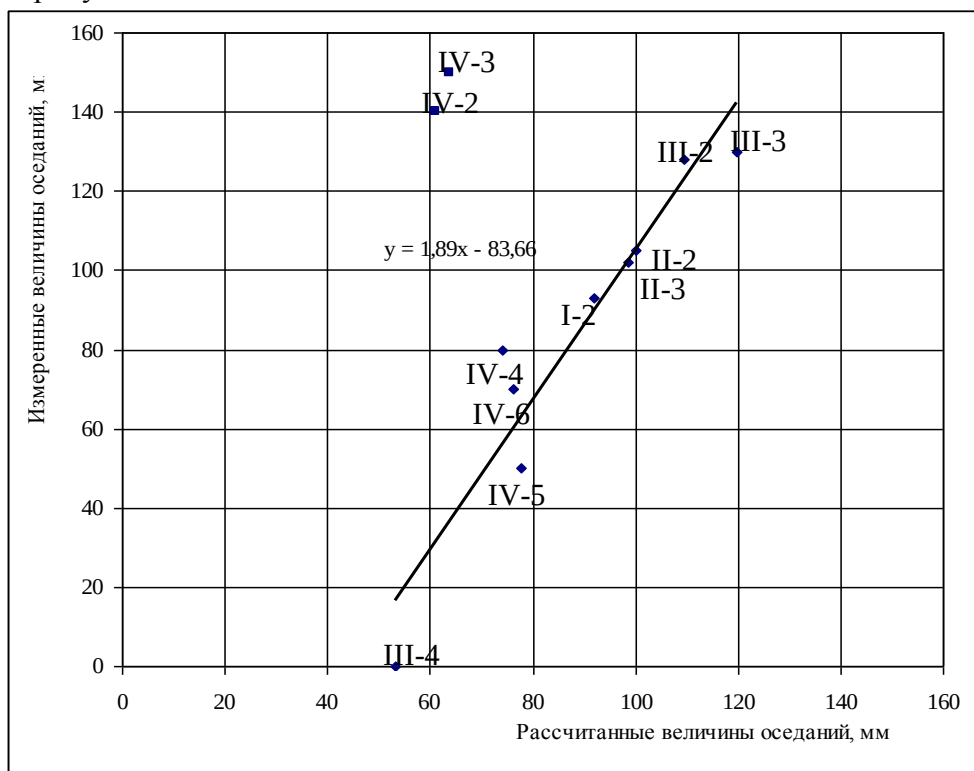


Рисунок 3 - График зависимости измеренных и рассчитанных величин оседаний, мм

Для графика на рисунке 3 показана зависимость

$$W_{изм} = W_{выч}, \quad (2)$$

где  $W_{изм}$  - измеренные величины оседаний;  $W_{выч}$  - рассчитанные величины оседаний.

Коэффициент корреляции  $R=0,95$ . Отклонение измеренных величин оседаний пород кровли при IV положении забоя следует объяснить влиянием времени, которое не учитывалось в расчетной модели.

Таким образом, разработанная методика тарировки математической модели посредством изменения  $K_{стр}$  в пределах 0,1-0,2 позволяет прогнозировать не только смещения и деформации выемочных выработок, проектируемого участка, но и распределение напряжений в угольном пласте при движении очистного забоя.

#### Список литературы

1. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов / Л. Сегерлинд. – М.: Мир, 1979. – 392 с.
2. Зенкевич О. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред / О. Зенкевич, И. Чанг. – М.: Недра, 1974. – 240 с.
3. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. – СПб.: ВНИМИ, 1998. – 291 с.
4. Павлова Л.Д. Моделирование геомеханических процессов в разрушаемом углепородном массиве: Монография / СибГИУ. – Новокузнецк, 2005. – 239 с.
5. Колмагоров В.М. Геомеханическое обоснование типа и параметров крепи выемочных штреков и сопряжений с очистным механизированным забоем: Дис. ... канд. тех. наук. Кемерово, 1997. – 143 с.
6. Свидетельство об отраслевой регистрации разработки 6605. Расчет параметров объемного геомеханического состояния слоистого массива горных пород при отработке свиты пологих или наклонных угольных пластов / Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов, Сиб. гос. индустр. ун-т. – №ГР 50200601363; дата регистр. 14.07.2006.

УДК 622.233

### СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИЙ БЕЗЛЕЗВИЙНОГО БУРОВОГО ИНСТРУМЕНТА, ПРИМЕНЯЕМОГО ПРИ УДАРНОМ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД

*Жуков И.А.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Эксплуатация мощных бурильных машин сопряжена с необходимостью применения буровых коронок безлезвийного типа, армированных твердосплавными вставками – инденторами (рисунок 1). Коронка состоит из корпуса, породоразрушающая часть которого армирована твердосплавными вставками. Для удаления продуктов разрушения на головке коронки выполнены промывочные (продувочные) каналы и шламоотводящие пазы. Для соединения со штангой в нижней части корпуса коронки выполнено присоединительное отверстие (конусное или резьбовое). В качестве основных параметров, определяющих конструкцию коронки, принимаются: рабочий диаметр коронки; форма и диаметр твердосплавных вставок, их число и схема расположения. Представленный на рисунке 1 общий вид буровой коронки с твердосплавными вставками естественно не охватывает все возможные конструк-



тивные варианты коронок подобного типа, однако, является наиболее близким по своим признакам к выпускаемому в настоящее время серийно буровому инструменту.



Рисунок 1 – Буровой инструмент безлезвийного типа

Первое применение твердосплавных вставок с полусферической рабочей поверхностью для армирования бурового инструмента ударного действия приходится на конец 1960-х годов. Промышленные испытания показали их значительные преимущества по сравнению с лезвийным инструментом по стойкости, скорости бурения, удельному расходу твердого сплава, затратам на 1 м бурения шпура или скважины и т.д.

В настоящее время безлезвийный буровой инструмент занял важное место при производстве буровых работ и выпускается целым рядом фирм. Применение твердосплавных вставок для оснащения коронки позволяет простыми средствами (изменяя, например, их диаметр, геометрию, количество и схему размещения) создать практически неограниченное количество вариантов конструкций коронок и, следовательно, для данных конкретных горно-технических условий месторождения выбрать наиболее оптимальную. Как показывают публикации последних лет работы по их усовершенствованию и созданию новых конструкций продолжаются, т.к. безлезвийные буровые коронки являются в настоящее время наиболее перспективным породоразрушающим инструментом, отвечающим современной тенденции увеличения производительности работ бурильных машин.

Вместе с тем следует заметить, что совершенствование бурового инструмента идет преимущественно изобретательским путем, эмпирически. Так, с момента описания первой конструкции коронки (патент США №3.185.228, 1965г., автор Дж. Л. Келли) опубликовано более 200 патентов и авторских свидетельств. Задача создания безлезвийных коронок оказалась весьма сложной. И в настоящее время отсутствуют обоснованные рекомендации по выбору диаметра, формы, числа вставок, схемы их размещения. В связи с этим задача обоснования конструктивных параметров коронок для конкретных условий эксплуатации является весьма актуальной.

Результативность воздействия на горную породу безлезвийных вставок может быть повышена за счет изменения традиционной сферической воздействующей поверхности. Образуемая поверхность рабочего участка вставки может быть выполнена по дугам окружности с переменным радиусом, увеличивающимся к цилиндрическому участку, и переменной по знаку кривизной [1]. Поверхность может быть выполнена также в виде тела вращения участка плоской кривой, называемой верзьерой Аньези, вокруг ее оси симметрии [2]. Недостатком традиционной цилиндросферической вставки является притупленность рабочего участка, вызванная тем, что в сечении плоскостью, проходящей через ось вставки, имеет место

полуокружность с одинаковой кривизной по линии взаимодействия с забоем. Величина кривизны у окружности столь мала, что рабочий участок оказывается весьма «тупым». Для внедрения таких вставок потребны значительные контактные воздействия.

Автором разработана твердосплавная вставка, содержащая рабочий участок большей кривизны, применение которой позволит решить проблему повышения производительности бурового инструмента. Особенность конструкции заключается в том, что в твердосплавной вставке (рисунок 2), содержащей цилиндрический участок 1 и рабочий участок 2, последний выполнен в виде тела вращения цепной линии  $BAC$  – катены вокруг оси симметрии  $Oy$  – катенида [3].

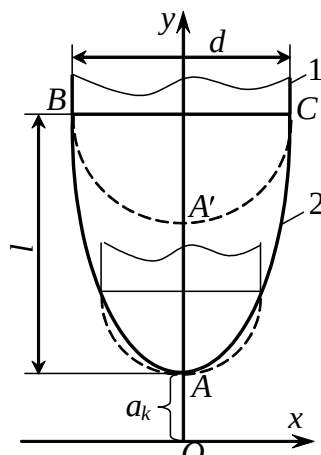


Рисунок 2 - Катенид

Слово «катенид» здесь вводится с целью показать его отличие от известного понятия «катеноид», определяющего тело вращения катены вокруг горизонтальной оси  $Ox$ . Геометрические элементы рабочего участка вставки задаются такими параметрами, как диаметр цилиндрического участка и длина рабочего участка

$$d = 2a_k \cdot \text{Arch} \frac{l + a_k}{a_k}, \quad l = a_k \cdot \text{ch} \frac{d}{2a_k} - a_k.$$

При разрушении хрупкой среды вставка с рабочим участком в виде катенида воздействует на забой и, т.к. катенид имеет участки со значительно меньшими радиусами кривизны по сравнению с цилиндросферической вставкой, обеспечивает большее проникание внутрь забоя и больший объем разрушения при одних и тех же нагрузках. Такая форма поверхности позволяет рационально использовать твердый сплав и повысить стойкость вставки.

Новые виды породоразрушающего инструмента – буровых коронок, армированных инденторами-катенидами, позволяют бурить шпуры некруглого поперечного сечения, когда в острых углах пробуренного шпура создаются концентраторы напряжений и появляются возможности целенаправленного воздействия на массив и существенного снижения объемов бурения. Вершины периферийных вставок в таких коронках могут быть размещены с образованием геометрических фигур с прямолинейными сторонами (треугольник, ромб, квадрат и др). За один удар по забою коронкой таких типов разрушается вся площадь забоя, и поперечное сечение шпура приобретает форму, соответствующую поперечному сечению коронки.

#### Список литературы

1. Патент №2167993 РФ. Твердосплавная вставка для буровых коронок / Дворников Л.Т., Губанов Е.Ф. – Оpubл. 27.05.2001; Бюл. №15.
2. Патент №2039192 РФ. Твердосплавная вставка для буровых коронок/ Дворников Л.Т., Береснев А.Н., Кушлин С.А. – Оpubл. 09.07.1995; Бюл. №19.
3. Патент №2347885 РФ. Твердосплавная вставка – катенид / Дворников Л.Т., Жуков И.А. – Оpubл. 27.02.2009; Бюл. №6.



## **СЕКЦИЯ «ЭКОНОМИКА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ»**



**МНОГОУРОВНЕВЫЕ ГОРНО-МЕТРИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ  
ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ***Шаклеин С.В., Писаренко М.В.**Учреждение Российской Академии наук Институт угля и углехимии СО РАН  
г. Кемерово, Россия*

Как известно, результаты геометризации месторождений, выполняемой по результатам геологического изучения недр, являются основой для принятия технологических решений, оптимальных с позиции обеспечения рационального и безопасного использования недр.

Однако, на всех стадиях освоения месторождений, начиная с предпроектных проработок, горно-технологические решения принимаются не на основе фактических данных о недрах, а по горно-геометрическим моделям, 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.

Как показывает опыт Кузбасса, фоновый уровень геологических погрешностей ведет к снижению ожидаемых технико-экономических показателей работы угледобывающих предприятий на  $5\div 20$  %. Однако, в отдельных случаях эти погрешности достигают значительных величин и приводят к катастрофическим последствиям, особенно на стадии освоения новых месторождений. Например, неприемлемо низкая достоверность горно-геометрических моделей пластов шахты «Анжерская-Южная» привела в 90-х годах к вынужденному прекращению ее строительства с объемом бросовых строительно-монтажных работ на сумму более 2 млрд. руб. Близкая ситуация наблюдается ныне и по участку «Ерунаковский-8», где после проведения вскрывающих выработок, подготовительными выработками было установлено существенное неподтверждение имеющихся геологических представлений о структуре участка [1].

Поиск оптимальных решений осуществляется в настоящее время путем перебора возможных вариантов отработки, технико-экономическое обоснование которых включает в себя и оценку устойчивости проектных решений.

С 80-х годов прошлого века, после широкого распространения доступной компьютерной техники, для анализа устойчивости проектных решений используется метод имитационного моделирования. При его применении исследуются изменения показателей эффективности проекта в зависимости от степени «раскачивания» (обычно от  $\pm 10$  до  $\pm 30$  и даже до  $\pm 40$  %) значений исходных параметров. К таким параметрам обычно относят цену угля, производственные издержки, объем добычи, промышленные запасы, инвестиционные вложения и т. д. Следует заметить, что большинство из них (особенно в удельном выражении) напрямую зависят от степени подтверждения горно-геологических условий и количества имеющегося полезного ископаемого, т. е. от достоверности запасов, которая определяется точностью горно-геометрического моделирования. Чем выше достоверность запасов, тем меньше ожидаемая величина «раскачивания», тем надежнее оценка экономических характеристик проекта освоения, тем он более ясен и привлекателен для инвесторов. В ходе анализа, выполняемого обычно методом Монте-Карло, формируются множество «сценариев», для каждого из которых производится расчет чистого дисконтированного дохода. Общее количество рассматриваемых «сценариев» достаточно велико и может достигать нескольких тысяч (для угольных месторождений обычно используется от 200 до 500 «сценариев»).

Как правило, при разработке проектов и технико-экономических обоснований освоения участка недр осуществляется расчет экономических и финансовых показателей работы горного предприятия на основе запасов, величина которых откорректирована понижающими коэффициентами по отношению к общим подсчитанным запасам. Причем ожидаемая вели-

чина этого понижения практически никак не обосновывается, а само оно вводится только для ресурсов и предварительно оцененных запасов категории С2.

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 геометризаций 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.

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.

Использование многоуровневых моделей на стадии проектирования и планирования горных работ предполагается осуществлять путем выполнения этих работ с использованием как «традиционного» так и «пессимистического» комплекта моделей. 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.

Особенно актуальным учет неоднозначности геологических знаний о недрах становится в современных условиях, специфику которых определил завершающейся ныне финансово-экономический кризис проявившийся, в том числе, и в форме резкой дестабилизации цен на энергоносители. В качестве одного из основных инструментов рынка, содействующего стабилизации цен на сырье, большинством экспертов признаются «длинные» контракты на поставку сырья. «Длинные» фьючерсные контракты (особенно поставочные) способны, в отличие от широко практикуемых в угольной отрасли «коротких» фьючерсов (до одного года) и спотовых сделок, значительно стабилизировать цены на уголь. В настоящее время

«длинные» контракты на поставку угля являются скорее исключением, чем практикой. Первый из них был заключен (на срок 5 лет) только в начале 2009 года между российской компанией «Мечел» и южно-корейской «Hyundai Steel». В качестве весьма привлекательного для Кузбасса ориентира можно рассматривать заключенный в начале 2010 года 20-летний контракт между австралийской угледобывающей компанией «Resourcehouse» и китайской энергокомпанией «China Power International Development». Вместе с тем, следует обратить внимание на то, что «длинные» контракты предъявляют совершенно иные требования к качеству геологического обеспечения ведения горных работ. Это связано с тем что, при спотовых и коротких фьючерсных сделках недропользователь – поставщик угля, ориентируется на уже подготовленные и готовые к выемке запасы угля, условия отработки которых, равно как и показатели качества угля, уже оценены и подтверждены материалами горных работ. При ориентации на «длинные» контракты, оценка ожидаемого качества угля и условий его добычи может быть выполнена только по материалам геологоразведочных работ. В такой ситуации, недостоверность результатов геологоразведки может стать причиной крупных просчетов и потерь, которые затрагивают не только собственно недропользователя, но и государство, т. к. способны снизить прибыль угледобывающей компании и, соответственно, налоговые поступления в бюджет.

В целом предлагаемый многоуровневый подход к выполнению геометризации совершенно естественен: рассматривая многовариантность возможных тенденций развития рынка сырья, технологий его добычи и переработки, а также параметров кондиций, ныне, почему-то, совершенно «забывают» об имеющей место многовариантности представлений о геологическом строении объекта эксплуатации.

Общий подход к выполнению многоуровневой геометризации вполне очевиден. Для построения «пессимистической» модели необходимо наличие «традиционной» модели и модели ее погрешности. «Пессимистическая» модель должна представлять собой результат вычитания или сложения (в зависимости от направления влияния признаков) двух упомянутых моделей (топографических поверхностей).

Технология построения «традиционных» моделей хорошо разработана и освоена геологоразведочной отраслью.

В качестве основы для построения моделей погрешности могут быть использованы подходы, предложенные в рамках специального метода количественной оценки достоверности геологической информации угольных месторождений [1]. Теоретическая часть этой методики состоит в использовании постулата однозначности геополя, сформулированного П. К. Соболевским в его теории геохимического поля. Если, по П. К. Соболевскому, геополь обладает свойством однозначности, то и модель, идеальным образом описывающая его, также должна им обладать. И, следовательно, возникновение неоднозначности построений в процессе моделирования является свидетельством неадекватности создаваемой модели и реального объекта. Причем, степень этой неадекватности тем больше, чем больше неоднозначность модели. Таким образом, оценка точности горно-геометрической модели может быть осуществлена через количественно выраженную оценку ее неоднозначности. Данный подход реализован в виде специальной методики [2], рекомендованной ФГУ «Государственная комиссия по запасам полезных ископаемых» для использования при оценке достоверности запасов угля.

В целом, имеющийся к настоящему времени теоретический задел, позволяет реализовать идею многоуровневых горно-геометрических моделей на практике.

В качестве примера рассмотрим результаты построения «пессимистической» модели мощности угольного пласта. Имея исходную геологическую информацию по скважинам, традиционными методами была построена «ожидаемая» модель его мощности в изолиниях, представленная на рисунке 1.

Характерной особенностью рассмотренного участка недр является наличие в его пределах участка забалансовых запасов (выделенная область на рисунке 1).



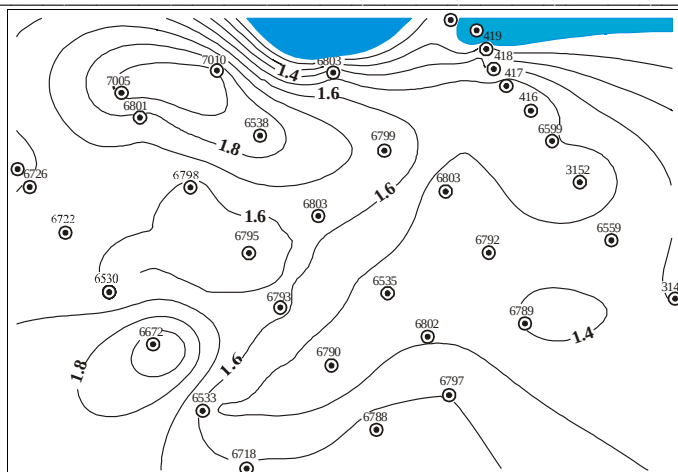


Рисунок 1 - «Ожидаемая» модель мощности пласта

Выполнив количественную оценку неоднозначности модели мощности по методике [2], была построена горно-геометрическая модель погрешности «ожидаемой» модели (рисунок 2). Как видно, наибольшее значение этой погрешности наблюдается на севере участка, где она находится в диапазоне  $0,32 \div 0,72$  м.

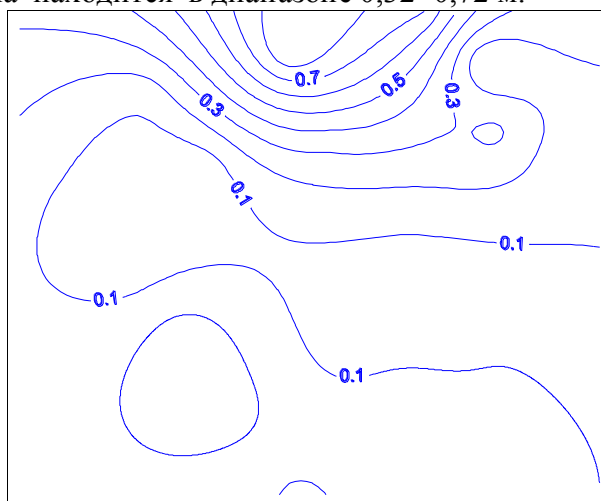


Рисунок 2 - Модель погрешности «ожидаемой» мощности пласта

И наконец, путем вычитания из «ожидаемой» топоповерхности мощности пласта топоповерхности ее погрешности, получена «пессимистическая» модель мощности пласта (рисунок 3).

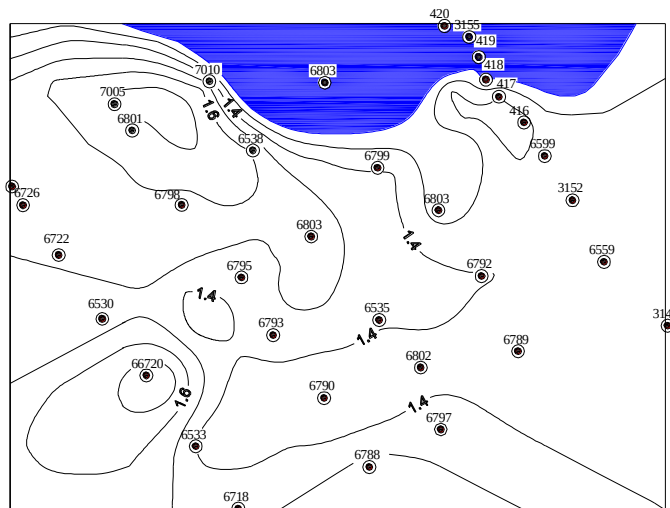


Рисунок 3 - «Пессимистическая» модель мощности пласта

Несложно заметить, что зона распространения контура забалансовых запасов по ней значительно расширена.

Схема подготовки запасов, основанная на использовании «ожидаемой» модели (рисунок 4) предполагает выделение по участку 2750 тыс. т промышленных запасов. Выполнение аналогичных проектных работ по «пессимистической» модели (рисунок 5) показывает, что за счет проявления возможных погрешностей геологических данных количество промышленных запасов может снизиться, и составить 2278 тыс. т. В качестве факторов определяющих величину снижения промышленных запасов выступает как уменьшение мощностей в пределах выемочных столбов, так и уменьшение площади отработки за счет расширения контура забалансовых запасов.

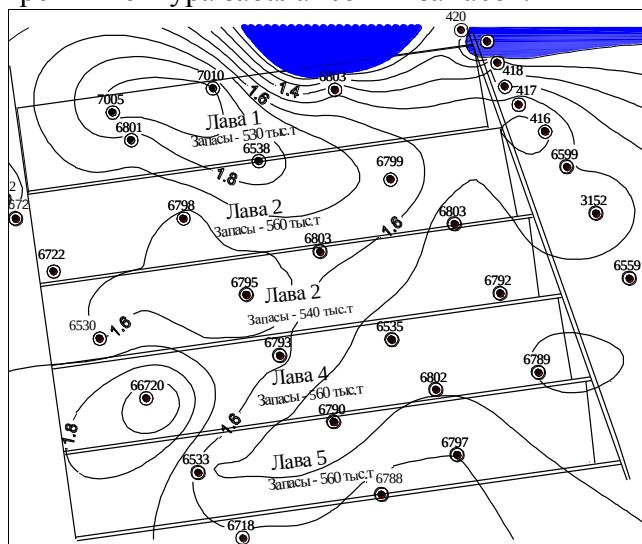


Рисунок 4 - Схема подготовки запасов участка на основе «ожидаемой» модели мощности пласта

Таким образом, общее возможное снижение объема промышленных запасов составляет около 17%. Причем основной уровень снижения происходит в северной части участка (до 51%), отработка которого предполагается в течение одного года. Такое снижение намеченных к добыче запасов является крайне нежелательным, так как не только снижает экономическую эффективность отработки запасов, но и может привести к невозможности исполнения обязательств по отгрузке угля, которые принимаются на себя предприятием исходя из планов ведения горных работ основанных на «ожидаемой» модели.

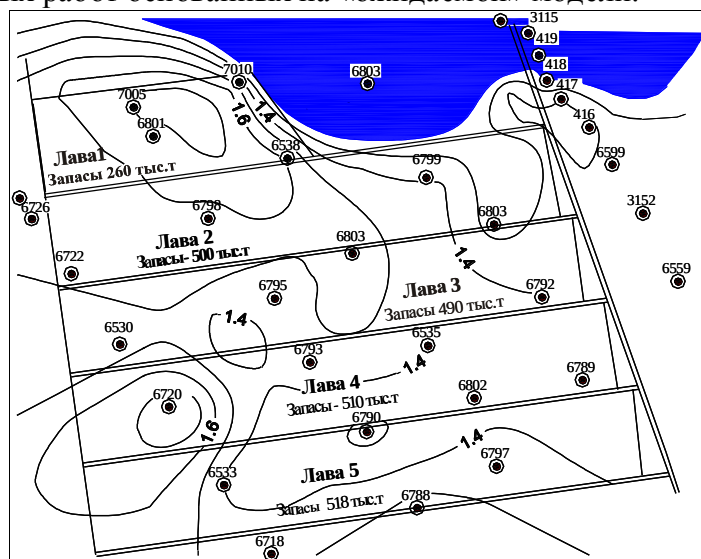


Рисунок 5 - Схема подготовки запасов участка на основе «пессимистической» модели мощности пласта

Для парирования возможных негативных последствий необходимо либо предусмотреть выполнение на участке дополнительных геологоразведочных работ (в северной части участка), либо сократить объем обязательств по «длинным» фьючерсам, переведя часть возможных поставок в спотовый режим.

Таким образом, выполнение работ по количественной оценке точности горно-геометрических моделей и создание на их основе многоуровневых моделей месторождений, целесообразно рассматривать в качестве крайне желательного этапа предпроектного анализа геологической информации, обеспечивающего принятие обоснованных горно-технологических решений, снижающих геологических риск ведения горного бизнеса.

#### Список литературы

1. Шаклеин, С. В. Количественная оценка достоверности геологических материалов угольных месторождений. - Кемерово: Кузбассвуиздат, 2005. – 243 с.

2. 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>.

УДК 622.272

### ПОТЕНЦИАЛ РАЗЛИЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ В КУЗБАССЕ

*Писаренко М.В.*

*Учреждение Российской Академии наук Институт угля и углехимии СО РАН  
г.Кемерово, Россия*

Общие ресурсы углей Кузбасса до глубины 600 м оцениваются в 218,5 млрд.т, до глубины 300 м (горизонт  $\pm 0$  м) – 100,4 млрд.т [1]. Балансовые запасы угля, подсчитанные до глубины 600 м от поверхности (горизонт -300 м), составляют 68,36 млрд. т, из них по сумме категорий А+В+С<sub>1</sub> – 52,45 млрд. т, забалансовые запасы составляют 7,40 млрд.т (на 01.01.2004). На долю коксующихся углей приходится более половины 54,4 % запасов категорий А+В+С<sub>1</sub> (28,5 млрд. т, что 73% от общероссийских), в т.ч. запасы углей наиболее ценных марок ГЖ, Ж, КЖ, К, ОС составляют 23,4 % (12,3 млрд.т) [2]. Около 47% балансовых запасов приходится на пласты угля с углами падения до 20° и мощностью пластов от 1,3 до 5,0 м (рисунок 1). Промышленные запасы на полях действующих шахт и разрезов по состоянию на 01.01.2008 оцениваются в 8,2 млрд. т.

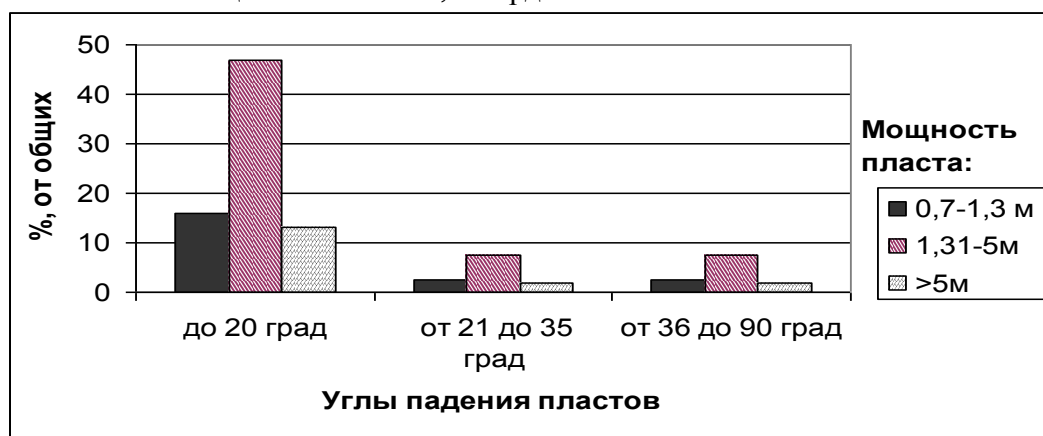


Рисунок 1 - Распределение балансовых запасов угля по углам падения и мощности ( в долях от общих) [8-9]

При подсчете ресурсов и запасов, оценка выполнялась по данным геологоразведочных работ, проводимых до 1983 г. и 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, метанонность и другие факторы, осложняющие ведение горных работ. 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 0-90°, дизъюнктивная нарушенность от 0 до 300 м/га, глубины залегания пластов от первых метров до 2 км и т.д. Марочный состав углей бассейна включает все марки углей коксующихся и энергетических марок. Угли бассейна являются, ценным металлургическим и энергетическим сырьем, (средняя каллорийность 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, соответственно. При этом, несмотря на все многообразие горно-геологических условий, отработка запасов ведется с применением монотехнологий. На разрезах это транспортная система разработки с применением автомобильного транспорта для вывозки угля и вскрышных пород, приемлема для всего диапазона горно-геологических условий, однако являющаяся наиболее затратной. На эту систему в Кузбассе приходится 87% добычи угля открытым способом. Ухудшение горнотехнологических условий отработки, в связи с углублением горных работ, приводит к тому, что технико-экономические показатели по разрезам становятся сопоставимыми с показателями по шахте, а по отдельным разрезам даже хуже.

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 (исключая добычу из мощных пластов двумя слоями (6%) и с выпуском подкровельной пачки угля(1%)) [4]. 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: мощность 2-4 м, угол падения до 30°, выдержанная мощность пласта, отсутствие геологических нарушений на достаточно больших участках 300х3000 м, природной метанонности до 10 м<sup>3</sup>/т, и т.д.

Однако в Кузбассе около 64% механизированных лав работают в условиях природной газоносности свыше 10 м<sup>3</sup>/т. В условиях опасных по горным ударам работают около 82% очистных забоев и 79% 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 (до 150 руб./т и более). Осложнение ведения горных работ дизъюнктивными нарушениями, обводненностью участков, увеличением глубины ведения горных работ и т.д. приводит к списанию части промышленных запасов (до 50%). При этом, несмотря на рекорды на отдельных шахтах (шахта «Котинская» - 800 т/мес.), достигнутая средняя производительность труда рабочего в целом по отрасли в 4-6 раз ниже, технически возможной, а затраты на производство, несмотря на рост производительности труда (6,8 % в год), постоянно растут, со средним темпом 18% в год (за период 2000-2008 гг.).

На сегодняшний день, как показывает анализ литературы, разработаны и прошли промышленное испытание десятки нетрадиционных для Кузбасса технологий добычи, которые можно рассматривать перспективными и эффективными для конкретных горно-геологических условий.

Зарубежный опыт показывает, что одним из наиболее эффективных способов отработки тонких пластов (от 0,55 до 1,8 м) является струговая выемка. Принцип струговой выемки длинными забоями заключается в снятии стружки угля толщиной до 250 мм на всю мощность пласта по всей длине лавы резцовым исполнительным органом – стругом, перемещаемым с помощью бесконечной струговой цепи по направляющей забойного

конвейера вдоль забоя. По сравнению с выемочным комбайном скорость движения струга значительно выше (0,59-1,91 м/с) при меньшей глубине резания. Струг движется по лаве до штрека, а затем с помощью концевых переключателей автоматически осуществляется реверс движения в противоположенном направлении [5, 6]. В перспективе планируются струги с отработкой пластов с углом падения до 35°.

Несмотря на ряд преимуществ, струговая выемка имеет и ряд ограничений, поэтому область применения составляет не более 20% (т.е. около 5% от общих балансовых запасов). В Кузбассе струговую выемку планируют применять при отработке маломощных пластов на шахтах «Березовская» и «Первомайская».

Гидравлический способ добычи угля успешно применялся на шахтах Кузбасса и Донбаса в 60-80-х годах прошлого века. Область применения гидравлического способа добычи довольно широкая: мощность пластов от 0,9 до 20,0 м; угол падения от 5 до 80°; крепость угля - от весьма крепких и вязких до весьма слабых, газообильность шахт – от негазовых до сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам угля и газа. К основным преимуществам гидротехнологии относятся: быстрая адаптация очистной выемки к изменению горно-геологических условий залегания пласта; отсутствие людей в очистном забое; поточность и малооперационность; существенное повышение безопасности технологии по сравнению с механическим способом добычи, за счет увлажнения массива и воздуха в забое. Поэтому данная технология является наиболее эффективной на сегодняшний день, как показывает опыт работы, при отработке крутых пластов угля.

Вместе с тем способ имеет и ряд недостатков: большие потери угля, сильное измельчение, необходимость обезвоживания, проблемы с очисткой воды и т.д., что также ограничивает область ее использования.

Перспективным является интеграция (или комбинация) различных технологий для обеспечения полноты выемки запасов и эффективности отработки запасов. Суть заключается в том, что часть запасов отрабатывается, например, высокопроизводительными длинными очистными забоями, а участки, не отвечающие условиям эффективной добычи этой технологии (в целиках, между крупными геологическими нарушениями, участки неправильной формы и т.д.), отрабатывают альтернативными технологиями. Например, наряду с уже используемой в Кузбассе камерно-столбовой системой разработки, следует рассматривать возможность выемки угля короткими лавами и бурошнековую технологию выемки угля, скважинную гидродобычу и др.

Для высокопроизводительной отработки пологих и наклонных угольных пластов короткими лавами постоянной или переменной длины в сложных горно-геологических условиях на участках с ограниченными запасами (15 - 300 тыс. т и выше) угля предназначены комплексы 1КМКЛ и 2КМКЛ, обеспечивающие суточную добычу угля в сложных горно-геологических условиях на уровне 1000-4000 т/сут. Область применения: пласты мощностью от 1,9 до 3,3 м; углы падения до 18-35°; длина лавы 20-50 м; неопасные и опасные по газу и пыли.

Расположение аппаратуры управления комплексами за пределами выемочного столба или на расстоянии 300-400 м от лавы, применение способа зарубки комбайном в "лоб" забоя позволяют существенно снизить трудоемкость и повысить безопасность работ на сопряжениях [7].

Технология бурошнековой выемки угля, как один из вариантов выемки без присутствия человека, известна с 60-х годов 20 века. Как самостоятельная технология отработки запасов угля месторождения, эта технология, по мнению автора, мало эффективна, но для отработки неперспективных для основной технологии запасов, она имеет перспективы. На сегодняшний день на Украине, на шахтах «Добропольская», «Космонавтов», работают бурошнековые комплексы типа БШК-2ДМ, предназначенные для отработки запасов в тонких пластах [8].

Бурошнековая машина – это машина для выемки маломощных пластов полезного ископаемого с углом падения до 22° (в перспективе до 45°) бурением скважин большого диа-

метра 0,5-2,7 м на глубину 40-70 м (перспективные разработки до 200 м). Погрузка полезного ископаемого в транспортные средства производится самой бурошнековой машиной. Машина механизует процессы добычи, повышает производительность труда и безопасность очистных работ, позволяет выборочно отрабатывать полезное ископаемое из пластов сложного строения, уменьшая разубоживание. При отработке пласта бурошнековой машиной между скважинами остаются участки невыбранного полезного ископаемого (ширина до 0,3 м), что приводит к потерям в недрах до 40-50%. Производительность труда на бурошнековом комплексе составляет порядка 100-300 т/мес., в зависимости от мощности пласта. [8]. Кроме того, выбуренные скважины по этой технологии, можно использовать для утилизации шахтного метана.

В настоящее время ОАО «Промгаз» проектирует предприятия по отработке угольных пластов по технологии подземной газификации (пилотный проект в г.Киселевске). Опыт работы по такой технологии в Кузбассе имеется, это Южно-Абинская станция «Подземгаз» в г. Киселевске, которая с 1955 года проработала около 40 лет. Станция отрабатывала крутопадающие каменноугольные пласты мощностью от 2 до 9 м и снабжала газообразным энергоносителем 14 промышленных предприятий.

Подземная газификация представляет собой физико-химический процесс превращения угля в горючий газ с помощью свободного или связанного кислорода непосредственно в недрах Земли. Подготовка газогенератора осуществляется посредством бурения сети скважин, одни из которых служат для подачи дутья, а другие для выдачи газа подземной газификации. Полученный газ пригодный для использования в энергетических, технологических целях, получения синтез газа и водорода. Эта технология, при развитии химического крыла по переработке химических продуктов, содержащихся в газе подземной газификации, может стать одним из наиболее эффективных и экологически чистых способов отработки крутых и крутонаклонных пластов мощностью более 2 м. Однако она имеет пока ряд недостатков: высокие потери (около 58% в энергетическом эквиваленте); низкая теплота сгорания получаемого газа (3,0-5,0 МДж/м<sup>3</sup>); трудности управления процессом горения.

Основным средством механизации угледобычи при отработке крутых пластов, особенно выбрасоопасных, как показывает опыт работ на шахтах Украины, являются щитовые агрегаты (1 АНЩ, 2 АНЩ и АЩУ). Использование щитовых агрегатов позволяет механизировать добычу угля, крепление и управление горным давлением на крутых пластах мощностью 1,2-2,2 м, сократить расходы на вспомогательные материалы, повысить безопасность и улучшить технико-экономические показатели [6].

Перспективными при отработке пологих мощных пластов (более 6 м) является технологии отработки пластов в один слой с использованием механизированных комплексов с выпуском угля подкровельной толщи разупрочненной физико-химическим методом, и послойная отработка пласта с использованием короткозабойных средств механизации.

В представленном обзоре приведен далеко не весь перечень заслуживающих внимания, адаптации под конкретные горно-геологические условия, усовершенствования и внедрения технологий добычи, ввиду понятных ограничений в рамках статьи. Однако хотелось бы отметить, что внедрение перспективных нетрадиционных технологий добычи угля в Кузбассе позволит повысить экономическую эффективность добычи угля и существенно расширит сырьевую базу, при этом исключая затраты на доразведку, освоение района и создание инфраструктуры, на что затрачивается большая часть капитальных вложений.

#### 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 01.01.2004. –Новокузнецк. 2004, 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.
5. Артемьев В.Б. Перспективы струговой выемки угля. // Уголь.- 2004. - №3. С.9-12.
6. Шрайбер А.А., Редькин В.Б. Современные и перспективные технологии добычи угля.// [www.ienergy.kiev.ua](http://www.ienergy.kiev.ua).
7. <http://igds.ru/rus/production/pd/kmkl/>.
8. Генсхема (модель) развития угольной промышленности на 1980, 1985, 1990 и прогноз на 2000 г. Сибгипрошахт, 1975 г
9. Материалы ПГО «Забсибуглегеологии» геологической разведки 1979 г.

УДК 658:622.23

## МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ФОРМИРОВАНИЯ ЗАТРАТ НА ПОДГОТОВКУ И ОТРАБОТКУ ВЫЕМОЧНЫХ СТОЛБОВ

*Нифонтов А.И., Кушнеров Ю.П.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Процесс проведения подготовительных выработок непосредственно не включен в технологию очистной выемки угля, но его роль является определяющей в обеспечении шахты вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами угля. Подготовительными выработками осуществляются воспроизводительные функции отрабатываемых запасов шахтного поля, горизонта, выемочного поля и участка. Развитие горно-подготовительных работ обеспечивает увеличение и поддержание действующего производственного потенциала угледобывающих предприятий и жизнеобеспечение всего горного хозяйства шахты.

В рыночных условиях необходимо предусматривать опережающее воспроизводство очистного фронта (готовых к выемке запасов), взамен отрабатываемых при нагрузке на очистной забой 100 тыс. т в месяц и более.

В настоящее время нагрузка на высокопроизводительные КМЗ превышает 200 тыс.т в месяц. В этой связи на шахтах возникла проблема интенсификации процессов воспроизводства очистного фронта.

Для планирования протяженности и скорости проведения выработок должны быть разработаны нормативы, обеспечивающие воспроизводство готовых к выемке запасов при нагрузке на очистной забой 80 тыс.т в месяц или 1 млн.т в год.

Для определения объема проведения подготовительных выработок, необходимых для воспроизводства готовых к выемке запасов угля, взамен отрабатываемых в прогнозном периоде, можно использовать выражение

$$L_{подг} = \frac{P \times C \times B \times 60 \times T_{час} \times Ч_{дн} \times N_v \times K_o}{l_{лавы}}, \text{ м},$$

где  $L_{подг}$  - длина подготовительных выработок, проведение которых необходимо для воспроизводства готовых к выемке запасов угля, м;  $P$  – производительность пласта, т/м<sup>2</sup>;  $C$  - скорость подвигания комбайна по очистному забою, м/мин.;  $B$  - ширина вынимаемой за один проход полосы в очистном КМЗ, м;  $T_{час}$  - время работы комбайна по добыче угля в сутки, час;  $Ч_{дн}$  - количество рабочих дней по добыче угля в прогнозном периоде;  $l_{лавы}$  - длина очистного забоя, м;  $N_v$  - количество выработок выемочного столба, погашаемых очистным забоем, шт.;  $K_o$  - коэффициент, учитывающий проведение вскрывающих и подготавливающих выработок, погашенных при подвигании очистного забоя.



Как отмечалось выше подготовительные выработки осуществляют воспроизводственные функции, отрабатываемых очистными забоями, готовых к выемке запасов. Поэтому проведение подготовительных выработок, оконтуривающих выемочные столбы, является единым неразрывным с ведением очистных работ технологическим процессом, обеспечивающим качественное, своевременное воспроизводство очистного фронта.

Современное состояние воспроизводства отрабатываемых запасов требует совместного участия в этой деятельности руководителей подготовительных и очистных участков, т.к. последние более всего заинтересованы в своевременном вводе заменяющих очистных забоев.

Как вариант для осуществления этой деятельности предлагается производить финансирование работ по оконтуриванию выемочных столбов за счет средств очистного участка с отнесением затрат на его результаты.

Для внедрения этого варианта нужно осуществить экономическое управление единым процессом воспроизводства готовых к выемке запасов и их эффективную отработку, обеспечивая возмещение затрат.

Главной целью планирования протяженности проведения выработок, оконтуривающих выемочные столбы, должно быть своевременное воспроизводство готовых к выемке запасов, взамен отрабатываемых.

Для достижения этой цели технической дирекцией разрабатываются прогрессивные нормативы скорости проведения выработок, которые должны обеспечить оконтуривание выемочных столбов за 3-4 месяца до окончания отработки выбывающих столбов.

Указанные нормативы должны включать весь объем работ, связанный с подготовкой и проведением выработок. Нормативы должны разрабатываться на каждую конкретную выработку с распределением сроков и скоростей проведения на периоды разделки сопряжений, проведение выработок на длину, необходимую для оборудования забоя по постоянной схеме транспортировки горной массы, проведения выработок по постоянной схеме, окончания проведения выработок. На основании расчетных нормативов определяются средневзвешенные по месяцам скорости проведения выработок, даты начала и окончания оконтуривания подготавливаемого выемочного столба. Если расчетный срок окончания оконтуривания выемочного столба не обеспечивает своевременного ввода заменяющего очистного забоя, технической дирекцией и дирекцией по производству совместно с шахтами принимаются меры по интенсификации подготовительных работ. При этом, пройденные выработки должны быть оснащены по постоянной схеме транспортным и иным оборудованием, трубопроводами, кабельной сетью и др., пригодными для использования при отработке выемочных столбов.

Организация производства проведения выработок должна обеспечить безусловное выполнение нормативов скорости проведения выработок. Численность подготовительных бригад должна быть не ниже нормативной, установленной «Положением о порядке планирования протяженности проведения подготовительных выработок и стимулирования работников ППП, занятых на подготовительных работах, шахт ОАО «УК «Южкузбассуголь»». После оснащения подготовительного забоя проходческим оборудованием работы по проведению выработок должны выполняться в течение полных календарных дней месяца. Одной из форм организации проведения выработок рекомендуется принять объединенный бригадный подряд на подготовку заменяющего забоя, в установленный подрядным договором срок при условии выполнения утвержденных нормативов скорости проведения выработок и отработку действующего очистного забоя с нагрузкой не ниже 83,3 тыс.т в месяц или 1 млн.т в год с возмещением затрат на подготовку заменяющего забоя из средств очистного участка по утвержденным нормативам затрат на подготовку одной тонны готовых к выемке запасов.

В основу экономического управления процессом воспроизводства готовых к выемке запасов заложен принцип сотрудничества коллективов, занимающихся проведением подготовительных выработок и отрабатывающих готовые к выемке запасы. Сотрудничество должно обеспечить заинтересованность обеих сторон в выполнении планируемых объемов производства и работ в установленные (подрядным договором) сроки. Для этого необходимо



иметь постоянную увязку в пространстве и во времени скорости проведения подготовительных выработок и объемов добычи угля и затрат на их выполнение.

Для осуществления этой работы предлагается при оценке эффективности отработки запасов выемочных столбов включать затраты на проведение оконтуривающих подготовительных выработок, начисление износа оборудования, используемого для оснащения подготовительных забоев по постоянным схемам, и других материальных ресурсов, стоимость монтажно-демонтажных работ при оснащении вновь вводимого или выбывающего очистного забоя в себестоимость добычи действующего очистного забоя.

Выполнение поставленной цели потребует изменения порядка планирования, учета и оценки эффективности работы подготовительно-очистного комплекса.

Планирование затрат, на предусматриваемые работы, должно осуществляться согласно сметы, разработанной шахтой и утвержденной директором по финансам и экономике ОАО «УК «Южкузбассуголь». Смета является приложением к паспорту выемочного участка, проведения и крепления подземных выработок.

В состав сметы включаются примерно следующие производственно-технические показатели и затраты.

1. Запасы в выемочном столбе.
2. Начало и окончание отработки выемочного столба.
3. Технологическая схема оснащения выемочного столба.
4. Проектная суточная нагрузка на очистной забой.
5. Расчет затрат на отработку выемочного столба по элементам «материальные затраты», «затраты на оплату труда», «отчисления на социальные нужды», «амортизация основных фондов».
6. Наименование, индексация и протяженность выработок, оконтуривающих заменяющий выемочный столб.
7. Характеристика и технологическая схема проведения каждой оконтуривающей выработки.
8. Проектные скорости проведения выработок (метров в месяц).
9. Линейные графики проведения оконтуривающих выработок.
10. Расчет затрат на проведение каждой оконтуривающей выработки по элементам: «материальные затраты», «затраты на оплату труда», «отчисления на социальные нужды», «амортизация основных фондов».
11. Сметная стоимость проведения 1м оконтуривающих выработок, в т.ч. по элементам затрат.
12. Перечень вновь приобретаемого оборудования для оснащения подготовительных выработок.
13. Перечень и стоимость оборудования, трубопроводов, кабельных сетей и др., передаваемых очистному участку для дальнейшей эксплуатации.
14. Затраты на монтаж и демонтаж соответственно по вводимому и выбывающему очистному забою.
15. Общие и удельные затраты на подготовку и отработку выемочного столба.
16. Затраты на приобретение технологического оборудования.
17. Другие показатели.

Существующая методика планирования и учета затрат по процессам «очистные работы» и «подготовительные работы» предусматривает их самостоятельное отнесение на расходы предприятия. Это не позволяет объективно оценить величину общих затрат, связанных с подготовкой и отработкой выемочного столба. Особенно это важно при существующей концентрации горных работ, когда на шахтах в работе находится 1-2 очистных забоя. Необходима система организации планирования и учета затрат на подготовку, оснащение и монтаж горношахтного оборудования в выемочном столбе, которая позволила бы относить их на результаты работы действующих очистных забоев.

## ЭТАП СТАБИЛЬНОГО РАЗВИТИЯ ЖИЗНЕННОГО ЦИКЛА УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ

*Петрова Т.В., Рассохина Т. Ю. Марков В.Ф.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Изменения в организации происходят не по схемам формальной логики, они зависят от множества внешних факторов. Организация может быть уподоблена живому организму. Моделирование ее развития может быть осуществлено с помощью теории жизненных циклов. Таких моделей предложено достаточно много: модель Даунса (рассматривающая жизненные циклы государственных комитетов), модель Липпита и Шмидта (описывающая развитие деловой организации), модель Торбета (основанная на индивидуальных менталитетах членов организации), а также модели Катца и Канна, Грейснера, Кимберли, Адизеса и др [1].

Большинство отечественных и зарубежных авторов выделяют пять основных этапов жизненного цикла предприятия: рождение, юность (становление), рост, зрелость (стабильность), старость (спад).

Для каждого этапа существуют характерные особенности функционирования предприятия. На первом этапе «рождение» жизненного цикла предприятия идет «поглощение» инвестиционных ресурсов, что приводит к росту степени убыточности организации. Затем степень убыточности снижается и организация достигает первой точки безубыточности. На этапе юности происходит развитие процесса производства в части согласования выявленных недостатков конструкторской и технологической подготовки, заканчивается освоение производства, и начинается переход к серийному производству. На этапе роста темпы роста продаж резко возрастают, предприятие признается потребителями, поставщиками, кредиторами. Производство отлажено, издержки на него сокращаются, каналы товародвижения и реклама налажены. Производство характеризуется интенсивной модернизацией, растет качество продукции. На стадии зрелости предприятие выходит на предельную мощность, показатели стабильны, однако в связи с ужесточением конкуренции и изношенностью основных средств может перейти на этап старости. Этап старости наступает за счет агрессивной политики организаций-конкурентов, а также за счет усиливающегося экстенсивного использования его ресурсов. На стадии старости предприятие теряет конкурентное преимущество, падает доля рынка. Снижение темпов наращивания прибыли не позволяет заменять технологические системы, что приводит к стагнации процесса производства и кризисному состоянию [2].

Продолжительность жизненного цикла и отдельных его этапов разных предприятий различна.

На продолжительность функционирования угледобывающего предприятия оказывает совокупное влияние ряд факторов: обеспеченность рентабельными запасами, потребность общества в различных марках угля, горно-геологические, экономические и экологические ограничения. Обеспеченность предприятия подготовленными к выемке запасами, в свою очередь, является функцией масштабов и тенденций воспроизводства запасов месторождения в системе «прирост-добыча» и среднегодовой мощности предприятия. Потребность в продукции угледобывающих предприятий определяется уровнем развития производительных сил страны, геополитической обстановкой на конкретном этапе исторического развития и, в конечном счёте, конъюнктурой мирового сырьевого рынка.

Жизненный цикл шахты охватывает период времени от разведки и вскрытия месторождения угля до полной доработки запасов и ликвидации ее. На этапе «рождение» осуществляются геологическая разведка месторождения, проектирование и строительство шахты, необходимых надшахтных сооружений, коммуникаций и пр. На этапе юности происходит освоение производства. Этап роста характеризуется отлаженным производством, достижением проектной мощности шахты. На данном этапе увеличиваются объем добычи угля, произ-

водительность труда рабочих очистного забоя. На этапе зрелости происходит стабилизация добычи, шахта выходит на предельную мощность. Основные средства физически и морально изнашиваются. Спад характеризуется сокращением объёмов добычи в связи с истощением запасов или по другим причинам. Может привести к ликвидации (консервации) предприятия. При этом дорабатываются и списываются остаточные запасы, производят рекультивацию территории.

Шахта является длительно функционирующим предприятием (срок отработки запасов может составлять 30-60 лет). За этот срок вследствие отработки отдельных участков пластов и горизонтов необходимо вести постоянные горно-капитальные работы по восстановлению уже отработанного фронта очистных работ путем подготовки новых участков, вскрытия новых пластов и горизонтов. Это требует значительных капитальных текущих затрат на поддержание производственной мощности предприятия.

Ещё одной особенностью угледобывающего предприятия является быстрый физический и моральный износ применяемой техники. Это связано со сложными условиями эксплуатации и быстрыми темпами технического прогресса. Однако недостаточно разрабатываются новые технологические решения.

В связи с перечисленными факторами последовательность этапов жизненного цикла угледобывающего предприятия предстаёт в усложнённом виде. А именно, этап зрелости может неоднократно сменяться локальными фазами роста и спада. Поэтому развитие происходит по так называемой «гребешковой» кривой жизненного цикла предприятия (рисунок 1) [3].

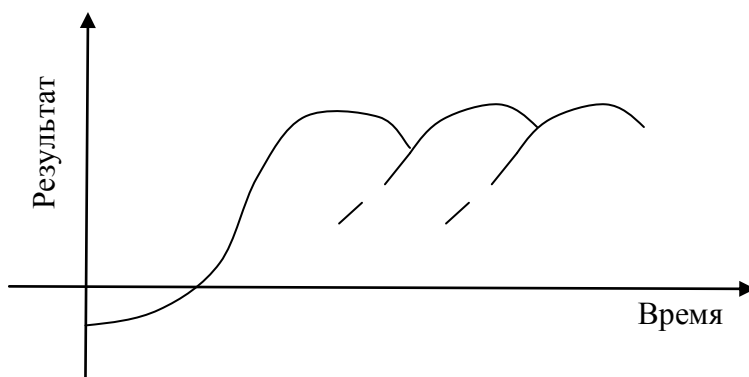


Рисунок 1 – «Гребешковая» кривая жизненного цикла предприятия [3]

Рассмотрим этап стабильности шахты «Кушеяковская» в период 1995-2009 гг. (рисунок 2). В динамике добычи за 1995 – 2009 гг несколько локальных фаз роста и спада. Так называемые «гребешки» кривой жизненного цикла шахты наблюдаются с 1996 по 1999 гг, с 1999 по 2002 гг, с 2002 по 2005 гг, с 2005 – 2008 гг. Таким образом, одна фаза локального роста и спада длится 4 года.

С 1995 года шахта «Нагорная», которой принадлежал участок Кушеяковский, вошла в состав шахты «Абашевская». Спад до 1996 г объясняется нестабильным политическим положением в стране, которое отразилось и на угольной промышленности. С 1996 г стабилизируется производство и до 1998 года наблюдается рост добычи. Отрабатываются пласты 64 и 78 н. п. Спад 1998-1999 гг произошел в результате разрыва во времени очистных и подготовительных работ.

В 1999 году участок «Кушеяковский» передается на шахту «Есаульская». К этому времени подготовлена новая лава и начинается рост добычи. В 2000 году участок «Кушеяковский» становится самостоятельной шахтой, получает новое оборудование, что обуславливает бурный рост производства. В 2001 году рост останавливается в связи с отсутствием спроса на добываемый уголь с большим уровнем зольности. Остановлены работы по пласту 64. Начинается вскрытие новых пластов 66 и 67. В течение этого времени происходит спад производства до 2002 года.

В 2002 году объединяют шахты «Абашевская» и «Кушеяковская», начинается отработка новых пластов, наблюдается незначительный рост добычи до 2004 года. В 2004 году принято решение по прекращению очистных работ по пласту 78 из-за отсутствия спроса на уголь по причине его высокой зольности (более 30%). Это становится причиной спада производства.

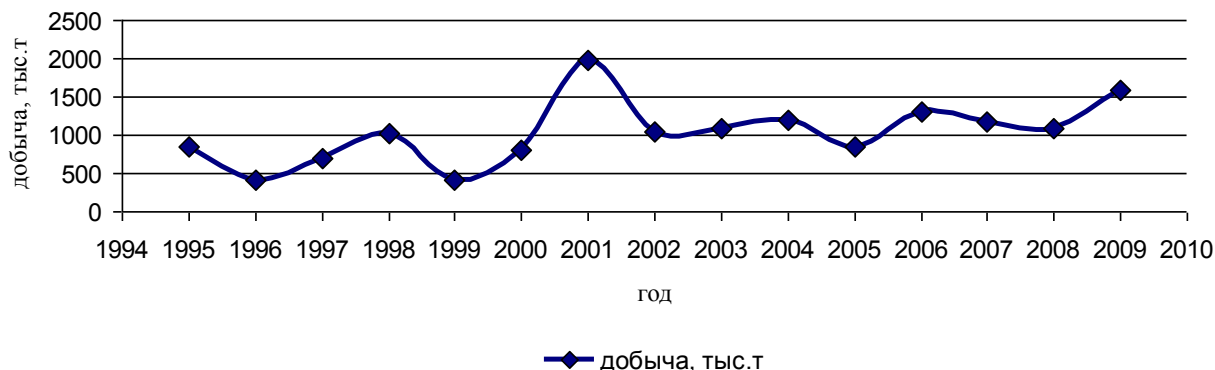


Рисунок 2 – Кривая жизненного цикла шахты «Кушеяковская» в период 1995-2009 гг. в виде кривой добычи угля

В 2005 году шахта «Кушеяковская» выделяется в самостоятельную шахту. Налаживается отработка пластов 66 и 67. В 2006 году в связи с аварией затоплена со всем оборудованием лава 67-36, это стало причиной очередного локального спада до 2008 года. В 2008 году на предприятие поступило новое оборудование, применение которого позволило начать новый этап локального роста.

Существует методика подтверждения, на этапе стабильности ли находится шахта. Данную методику предложил М.В. Куранов в статье [2]. Критерии оценки финансового состояния на этапе стабильного развития следующие (таблица 1) [2]:

– обеспеченность запасов источниками формирования (ОЗ) - коэффициент обеспеченности запасов и затрат собственными источниками формирования равен отношению разности между суммой источников собственных оборотных средств, долгосрочных кредитов и займов и внеоборотных активов к величине запасов и затрат:

$$ОЗ = \frac{СК + ДК - ВА}{ЗиЗ}, \quad (1)$$

где СК – собственный капитал; ДК – долгосрочные кредиты и займы; ВА – внеоборотные активы; ЗиЗ – запасы и затраты;

– коэффициент текущей ликвидности (Ктл) - характеризует общую обеспеченность предприятия оборотными средствами для ведения хозяйственной деятельности и своевременного погашения срочных обязательств. Формула расчета

$$K_{тл} = \frac{ОА}{КЗ_k}, \quad (2)$$

где ОА – оборотные активы; КЗк – краткосрочная кредиторская задолженность.

– коэффициент автономии (Ка) - показывает долю активов предприятия, которые обеспечиваются собственными средствами. Относится к финансовым коэффициентам, характеризующим устойчивость. Формула расчета

$$K_a = \frac{СК}{П}, \quad (3)$$

где П – общий пассив.

– коэффициент доли собственных оборотных средств (Ксос) - характеризует долю собственных оборотных средств в оборотных активах, рассчитывается по формуле

$$K_{сос} = \frac{СК - ВА}{ОА} \quad (4)$$

Таблица 1 - Критерии оценки финансового состояния организации на этапе стабильности [2]

| Тип ситуации            | Критерии оценки                                 |                                 |                       |                                                |
|-------------------------|-------------------------------------------------|---------------------------------|-----------------------|------------------------------------------------|
|                         | Обеспеченность запасов источниками формирования | Коэффициент текущей ликвидности | Коэффициент автономии | Коэффициент доли собственных оборотных средств |
| Кризисное состояние     | Отсутствует на данном этапе                     |                                 |                       |                                                |
| Неустойчивое состояние  | <1                                              | <1,3                            | =0,5                  | =0,1                                           |
| Нормальная устойчивость | =1                                              | 1,3-1,7                         | >0,5                  | >0,1                                           |
| Абсолютная устойчивость | Отсутствует на данном этапе                     |                                 |                       |                                                |

В таблицах 2, 3 представлен аналитический баланс шахты «Кушеяковская» соответственно на 1 января 2006, 2007 гг.

Таблица 2 - Аналитический баланс на 1 января 2006 г., тыс. руб

| АКТИВ                     | Начало периода | Конец периода | ПАССИВ                                | Начало периода | Конец периода |
|---------------------------|----------------|---------------|---------------------------------------|----------------|---------------|
| 1. Имобилизованные активы | 536001         | 372793        | 3. Собственный капитал                | -              | -             |
| 2. Мобильные активы       | 16333          | 212979        | 4. Заемный капитал                    | 552334         | 585772        |
| 2.1. Запасы и затраты     | 3932           | 4480          | 4.1 Долгосрочные кредиты              | -              | -             |
| 2.2. Дебиторская          | 5961           | 7886          | 4.2 Краткосрочные кредиты             | -              | -             |
| 2.3 Денежные средства     | 923            | 2335          | 4.3.Кредиторская                      | 16775          | 14384,2       |
|                           |                |               | 5.Доходы будущих периодов             | 2967,5         | 3401,1        |
|                           |                |               | 6. Прочие краткосрочные обязательства | 532591         | 567987        |
| Баланс                    | 552334         | 585772        | Баланс                                | 552334         | 585772        |

Используя данные аналитического баланса, рассчитаем показатели оценки степени устойчивости шахты «Кушеяковская» по формулам 1-4.

Так как шахта «Кушеяковская» не во все периоды обладала собственным капиталом, в расчетах принимается величина собственного капитала в 1,2 раза большая среднегодовой стоимости собственных средств. И составит в 2006 г. 545276 тыс. руб, в 2007 г – 468475 тыс. руб. Показатели СК, ДК, ВА, ЗиЗ, П, ОА, Кзк в расчетах приняты средними за год.

Результаты расчетов по формулам (1-4) сведены в таблицу 4.

Сопоставим полученные значения показателей финансового состояния предприятия со значениями, приведенными в таблице 1. Значение коэффициента автономии шахты «Кушеяковская» в 2006 г. составило 0,96, в 2007 г. - 0,97. Для финансово устойчивого предприятия минимальный уровень данного показателя должен быть больше 0,5. С экономической

точки зрения это означает, что все обязательства предприятия могут быть покрыты его собственными средствами. Величина показателя, превышающая 0,5 свидетельствует о том, что предприятие в достаточной степени финансово устойчиво. С точки зрения кредиторов это обеспечивает гарантированность предприятием своих обязательств.

Таблица 3 - Аналитический баланс на 1 января 2007 г., тыс. руб

| АКТИВ                         | Начало периода | Конец периода | ПАССИВ                            | Начало периода | Конец периода |
|-------------------------------|----------------|---------------|-----------------------------------|----------------|---------------|
| 1. Имобилизованные активы     | 422533         | 486484        | 3. Собственный капитал            | -              | 34246         |
| 2. Мобильные активы           | 10357          | 47702         | 4. Заёмный капитал                | 432890         | 499940        |
| 2.1 Запасы и затраты          | 4458           | 43973         | 4.1 Долгосрочные кредиты и займы  | -              | -             |
| 2.2 Дебиторская задолженность | 1194           | 1916          | 4.2 Краткосрочные кредиты и займы | 419286         | 483458        |
| 2.3 Наиболее ликвидные активы | 4705           | 1813          | 4.3 Кредиторская задолженность    | 13604          | 16482         |
| Баланс                        | 432890         | 534186        | Баланс                            | 432890         | 534186        |

Значение коэффициента автономии шахты «Кушеяковская» свидетельствует о том, что предприятие работает в достаточной степени независимо от внешних источников финансирования. Незначительное изменение данного показателя за анализируемый период подтверждает стабильность финансовой устойчивости шахты.

На протяжении всего рассматриваемого временного отрезка коэффициент доли собственных оборотных средств превышает нормативное значение 0,1, однако произошло снижение показателя с 1,45 до 0,48. Такую динамику данного показателя следует считать негативной. Собственные средства предприятия представлены в большей степени внеоборотными активами, а недостаток собственных оборотных средств может привести к снижению финансовой устойчивости компании.

Таблица 4 – Показатели финансового состояния шахты «Кушеяковская» 2005-2006 гг.

| Год  | Критерии оценки                                 |                                 |                       |                                                |
|------|-------------------------------------------------|---------------------------------|-----------------------|------------------------------------------------|
|      | обеспеченность запасов источниками формирования | коэффициент текущей ликвидности | коэффициент автономии | коэффициент доли собственных оборотных средств |
| 2006 | 21,6                                            | 0,2                             | 0,96                  | 1,45                                           |
| 2007 | 0,58                                            | 0,006                           | 0,97                  | 0,48                                           |

Аналогичный вывод можно сделать на основе оценки коэффициента обеспеченности запасов собственными оборотными средствами, который снизился с 21,6 до 0,58. Таким образом, часть запасов, незавершенного производства и авансов поставщикам профинансирована за счет заемных источников. Значение коэффициента обеспеченности запасов собственными оборотными средствами в 2006 г. не совпадает со значениями возможными на этапе стабильности. Это обусловлено тем, что на этот год пришелся пик очередного локального роста, и величина запасов была очень низкой.

Значение коэффициента текущей ликвидности шахты «Кушеяковская» значительно ниже рекомендуемого значения. С экономической точки зрения это означает, что в случае

срывов (даже незначительных) в оплате продукции предприятие может столкнуться с серьезными проблемами погашения задолженности поставщикам. Здесь же надо отметить отрицательную динамику изменения показателей ликвидности, которая свидетельствует о постепенном падении потенциальной платежеспособности предприятия.

Таким образом, шахта «Кушеяковская» находится на этапе стабильного развития, что подтверждается значениями показателей финансового состояния шахты. Однако, значения данных показателей неустойчивы. Это объясняется особенностью поведения кривой жизненного цикла шахты на этапе стабильного развития, наличием локальных подъемов и спадов.

Как было отмечено, один цикл локального роста и спада длится 4 года. Согласно теории экономических циклов существует вероятность, что в ближайшие три года последует спад. Поэтому необходимо своевременно разработать и внедрить мероприятия по повышению эффективности производства.

Разрабатывать меры по повышению эффективности производства необходимо заранее, так как вслед за этапом стабильности, как правило, наступает этап старости. А на внедрение мероприятий и получение результатов от них необходимы определенные затраты капитальных вложений и времени.

#### Список литературы

1. Жизнь и смерть организаций [Электронный ресурс]: центр дистанционного образования/Автор С.В. Пятенко – 2004. – режим доступа: [http://www.elitarium.ru/2004/11/04/zhizn\\_i\\_smert\\_organizacii.html](http://www.elitarium.ru/2004/11/04/zhizn_i_smert_organizacii.html)
2. Куранов М.В. Показатели и модели анализа финансового состояния на различных этапах жизненного цикла организации[Текст]//Экономический анализ. – 2008. - №5. – С. 56-60.
3. Общая концепция антикризисного управления [Электронный ресурс]: режим доступа: <http://www.beck-vostok.de/titles/5-85639-8/sample.pdf>

УДК 658.15:622.33

### ПЛАНИРОВАНИЕ ЗАТРАТ НА ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

*Петрова Т.В., Тельцова Я.М.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Финансовые результаты деятельности предприятия характеризуются суммой полученной прибыли и уровнем рентабельности. Чем больше величина прибыли и выше уровень рентабельности, тем эффективнее работает предприятие, тем устойчивее его финансовое состояние. Поэтому поиск резервов увеличения прибыли и рентабельности – основная задача всех коммерческих организаций и предприятий в любой сфере бизнеса.

Прибыль – это обобщающий показатель хозяйственной деятельности предприятия, который зависит от уровня цен, установленных на данное полезное ископаемое, от его качества, себестоимости добычи и объема производства.

Размер прибыли можно увеличить как за счет снижения себестоимости, так и в результате роста цен и объемов добычи полезного ископаемого.

Изменение уровня цен на продукцию горных предприятий приводит к соответствующему изменению общего размера прибыли. Но, как правило, предприятие на увеличение цены оказать влияние не может, поскольку она зависит от качества добытого полезного ископаемого, а именно: зольности, влажности, содержания серы, содержания фосфора, содержания летучих, теплотворной способности, спекаемости.

Другим фактором, оказывающим непосредственное влияние на увеличение размера прибыли, является рост объема производства. Предприятие может оказать на данный фактор лишь частичное воздействие, так как объем добычи полезного ископаемого зависит не только от производственных мощностей, но и от выполнения производственной программы, которая разрабатывается на основе договоров, заключенных с различными потребителями продукции.

Из вышесказанного следует, что затраты на производство и реализацию продукции является одним из основных факторов, определяющих величину прибыли (дохода) и уровень рентабельности производства.

Себестоимость – это стоимостная оценка используемых в процессе производства продукции природных ресурсов, сырья, топлива, энергии, основных производственных фондов, трудовых ресурсов, а также других затрат на ее производство и реализацию.

Различают плановую и фактическую себестоимость. Плановая себестоимость отражает максимально допустимую величину затрат на изготовление продукции, размер которых устанавливается планом для каждого конкретного предприятия. Фактическая себестоимость характеризует величину действительно произведенных затрат на выпуск продукции в анализируемом периоде. Но, как показывает практика, фактические затраты отклоняются от плановых.

В настоящее время в ОАО «УК «Южкузбассуголь» уделяется очень большое внимание увеличению темпов проведения горных выработок с оптимизацией затрат на проведение горных выработок, где под оптимизацией понимается не столько снижение себестоимости проведения 1 погонного метра, сколько создание таких условий обеспечения ресурсами при проведении, когда нет сдерживающих факторов для увеличения темпов проведения.

Таковыми сдерживающими факторами могут быть:

- горно-геологические условия. По мере отработки угольных пластов на шахтах переходят к разработке пластов более глубоких горизонтов. В связи с увеличением трудоемкости работ, увеличением протяженности поддерживаемых выработок себестоимость проведения 1 п. м выработки растет;
- факторы промышленной безопасности. Разрабатываемые на шахтах угольные пласты характеризуются высокой метанообильностью. Многие шахты являются свехкатегорийными и взрывоопасными;
- на отдельных предприятиях наблюдается отсутствие высокопроизводительной проходческой техники и транспортных средств. преимущественно, на вспомогательных участках и внутришахтном транспорте, высокий износ активной части основных фондов;
- недостаточное количество материалов, запасных частей и других материальных ресурсов для обеспечения ритмичной работы подготовительных забоев;
- на некоторых предприятиях, в том числе на подготовительных участках, наблюдается проблема неукomплектованности высококвалифицированными руководителями, специалистами и рабочими.

Таким образом, достойная заработная плата проходчиков и обеспеченность различными материалами в нужном количестве в каждый текущий момент проведения выработки, а также в случае возникновения поломки оборудования или в случае возникновения чрезвычайных ситуаций, являются факторами, определяющими темпы проведения горных выработок и себестоимость проведения 1 п.м выработки.

Необходимо качественное планирование себестоимости проведения подготовительных выработок при заданных темпах их проведения.

На угледобывающих предприятиях в качестве системы управления затратами применяется метод «директ-костинг». Однако, при расчете затрат согласно этому методу и условно-постоянные, и условно-переменные затраты включаются в производственную себестоимость по технологическим процессам. Произведем анализ плановых и фактических затрат на основании данных по ОАО филиала «Шахта «Кушеяковская» (таблицы 1 – 4). Как видно, фактические и плановые показатели разнятся.



Таблица 1 – Анализ соответствия плановых и фактических показателей по процессу «Очистные работы»

| Показатель                                | 2006 год |        | % отклонения |
|-------------------------------------------|----------|--------|--------------|
|                                           | план     | факт   |              |
| Добыча угля из очистного забоя, тыс.т     | 1365     | 1169   | -15,0        |
| Затраты по процессу, тыс. руб.            | 58 205   | 54 077 | -7,1         |
| Материальные затраты, тыс. руб.           | 6 906    | 10 032 | 45,3         |
| Затраты на оплату труда, тыс. руб.        | 36 786   | 32 325 | -12,1        |
| Отчисления на социальные нужды, тыс. руб. | 9 404    | 7 638  | -18,8        |
| Прочие расходы, тыс. руб.                 | 3 016    | 2 629  | -12,8        |

Таблица 2 – Анализ соответствия плановых и фактических показателей по процессу «Подготовительные работы»

| Показатель                                | 2006 год |         | % отклонения |
|-------------------------------------------|----------|---------|--------------|
|                                           | план     | факт    |              |
| Проведение горных выработок, м            | 4895     | 4668    | -4,6         |
| Затраты по процессу, тыс. руб.            | 102 077  | 107 530 | 5,3          |
| Материальные затраты, тыс. руб.           | 28 824   | 33 420  | 15,9         |
| Затраты на оплату труда, тыс. руб.        | 54 095   | 55 196  | 2,0          |
| Отчисления на социальные нужды, тыс. руб. | 13 365   | 12 299  | -7,9         |
| Прочие расходы, тыс. руб.                 | 4 436    | 4 493   | 1,3          |

Таблица 3 – Анализ соответствия плановых и фактических показателей по процессу «Поверхностные работы»

| Показатель                                | 2006 год |        | % отклонения |
|-------------------------------------------|----------|--------|--------------|
|                                           | план     | факт   |              |
| Добыча угля по шахте, тыс.т               | 1488     | 1295   | -12,9        |
| Затраты по процессу, тыс. руб.            | 27 899   | 28 779 | 3,6          |
| Материальные затраты, тыс. руб.           | 5 506    | 5 591  | 1,5          |
| Затраты на оплату труда, тыс. руб.        | 16 655   | 17 783 | 6,8          |
| Отчисления на социальные нужды, тыс. руб. | 4 119    | 3 959  | -3,9         |
| Прочие расходы, тыс. руб.                 | 1 366    | 1 446  | 5,8          |

Таблица 4 – Анализ соответствия плановых и фактических показателей по процессу «Прочие подземные работы»

| Показатель                                | 2006 год |         | % отклонения |
|-------------------------------------------|----------|---------|--------------|
|                                           | план     | факт    |              |
| Добыча угля по шахте, тыс.т               | 1488     | 1295    | -12,9        |
| Затраты по процессу, тыс. руб.            | 126 470  | 112 375 | -11,1        |
| Материальные затраты, тыс. руб.           | 19 965   | 25 361  | 27,0         |
| Затраты на оплату труда, тыс. руб.        | 69 535   | 60 684  | -12,7        |
| Отчисления на социальные нужды, тыс. руб. | 17 185   | 13 318  | -22,5        |
| Прочие расходы, тыс. руб.                 | 5 702    | 4 941   | -13,3        |

Проведем анализ соответствия плановых затрат по технологическим процессам, которые формируются нормативным методом и методом «директ-костинг». Ключевым моментом является классификация издержек на постоянные и переменные и их дифференциация по технологическим процессам.

Рассмотрим возможность планирования затрат по процессу «Подготовительные работы» на шахте «Кушеяковская» методом «директ-костинг».

В качестве метода дифференциации общей суммы затрат на постоянные и переменные расходы взят графический метод или корреляционно-регрессионный анализ. В результате анализа построены регрессионные зависимости и рассчитаны коэффициенты ее тесноты и значимости.

Уравнение регрессии показывает, как в среднем изменяется результативный (зависимый) показатель  $y$  при изменении любого из независимых показателей (факторов)  $x_i$ , и имеет вид

$$y = a + bx, \quad (1)$$

где  $y$  – зависимая переменная (следствие);  $x$  – независимая переменная (фактор).

Это уравнение парной регрессии, поскольку присутствует лишь одна переменная.

На графиках (рисунок 1) по вертикальной оси  $Y$  изображаются затраты. Это зависимая переменная, так как затраты в течение определенного периода времени зависят от уровня деятельности.

В качестве зависимой переменной  $Y$  выбраны затраты по технологическому процессу «Подготовительные работы» (тыс. руб.). За независимую переменную  $x$  выбран объем производства, т.е. протяженность горных выработок (м).

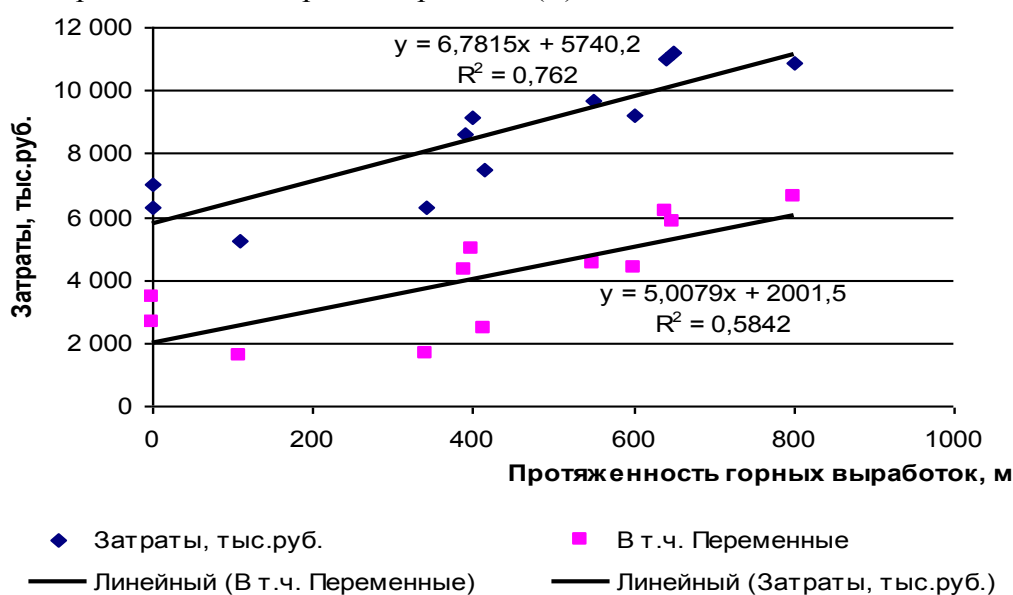


Рисунок 1 – Корреляция между плановыми затратами и протяженностью горных выработок по процессу «Подготовительные работы»

Проведем анализ поведения плановых затрат по процессу «Подготовительные работы» (рисунок 1). Плановые затраты по процессу «Подготовительные работы» представлены в таблице 5.

Полученный квадрат коэффициента корреляции ( $D = \sqrt{R^2}$ ) называется коэффициентом детерминации и характеризует долю вариации зависимой переменной  $y$ , которая объясняется действием факторных признаков.

Коэффициент детерминации составляет 0,76 и 0,58, т.е. 76% изменения всех затрат и 58% изменения переменных затрат зависят от протяженности горных выработок, а 24% и 42% приходятся на долю других факторов.

Извлекая квадратный корень из коэффициентов детерминации, получаем коэффициенты корреляции, равные 0,87 и 0,76, соответственно, что является высокой степенью зависимости.

После построения уравнения регрессии необходимо сделать проверку его значимости: не является ли полученная зависимость, выраженная уравнением регрессии, случайной, т.е. можно ли ее использовать в прогнозных целях. Модель считается пригодной для практического использования, если средняя ошибка аппроксимации не превосходит 15%.

Таблица 5 – Плановые затраты по процессу «Подготовительные работы»

| Месяцы | Протяженность горных выработок, м | Затраты всего, тыс.руб. |                   | Материальные затраты, всего, тыс.руб. | Затраты на оплату труда, всего, тыс.руб. | Отчисления на социальные нужды, всего, тыс.руб. | Прочие расходы, всего, тыс.руб. |
|--------|-----------------------------------|-------------------------|-------------------|---------------------------------------|------------------------------------------|-------------------------------------------------|---------------------------------|
|        |                                   | всего                   | в т.ч. переменные |                                       |                                          |                                                 |                                 |
| 1      | 340                               | 6 306                   | 1 641             | 2 305                                 | 2 808                                    | 730                                             | 230                             |
| 2      | 415                               | 7 475                   | 2 455             | 2 939                                 | 3 270                                    | 850                                             | 268                             |
| 3      | 600                               | 9 209                   | 4 345             | 3 329                                 | 4 261                                    | 1 108                                           | 349                             |
| 4      | 640                               | 10 985                  | 6 193             | 3 418                                 | 5 612                                    | 1 431                                           | 460                             |
| 5      | 550                               | 9 697                   | 4 522             | 3 047                                 | 4 695                                    | 1 197                                           | 385                             |
| 6      | 650                               | 11 205                  | 5 839             | 3 850                                 | 5 386                                    | 1 373                                           | 442                             |
| 7      | 800                               | 10 894                  | 6 610             | 4 634                                 | 4 683                                    | 1 161                                           | 384                             |
| 8      | 0                                 | 7 025                   | 3 420             | 0                                     | 5 267                                    | 1 306                                           | 432                             |
| 9      | 0                                 | 6 316                   | 2 643             | 0                                     | 4 683                                    | 1 161                                           | 384                             |
| 10     | 400                               | 9 147                   | 4 952             | 2 452                                 | 5 058                                    | 1 199                                           | 415                             |
| 11     | 390                               | 8 614                   | 4 298             | 2 139                                 | 4 867                                    | 1 153                                           | 399                             |
| 12     | 110                               | 5 205                   | 1 614             | 711                                   | 3 505                                    | 694                                             | 287                             |

Рассчитав среднюю ошибку аппроксимации, получили значение, равное 10,3%. Это означает, что зависимость между затратами и протяженностью горных выработок является неслучайной и модель нахождения корреляции между затратами и протяженностью горных выработок является пригодной для практического использования. Результаты расчета коэффициентов корреляции приведены в таблице 6.

Таблица 6 – Сводные данные анализа плановых затрат по процессу «Подготовительные работы»

| Элемент себестоимости    | Коэффициент корреляции |            |
|--------------------------|------------------------|------------|
|                          | 12 месяцев             | 10 месяцев |
| Затраты всего            | 0,87                   | 0,91       |
| -переменные              | 0,76                   | 0,86       |
| Материальные затраты     | 0,98                   | 0,97       |
| Затраты на оплату труда  | 0,21                   | 0,59       |
| Отчисления на соц. нужды | 0,32                   | 0,74       |
| Прочие расходы           | 0,21                   | 0,59       |

Таким образом, связь между плановыми затратами и протяженностью горных выработок на процессе «Подготовительные работы» наблюдается только по элементу «Материальные затраты». Это объясняется тем, что основной статьей в элементе является затраты на материалы, используемые на крепление каждой горной выработки.

По остальным элементам зависимость отсутствует вообще. Между тем, зависимость между величиной затрат на оплату труда и количеством пройденных метров должна быть.

Далее посмотрим, существует ли фактически зависимость между общими и переменными фактическими затратами и протяженностью горных выработок (таблица 7).

Для определения степени взаимосвязи между фактическими затратами и протяженностью горных выработок построены графики зависимости (рисунок 2). Из полученного графика видно, что коэффициент детерминации составляет 0,78, значит 78% затрат объясняется протяженностью горных выработок.

Таблица 7 – Фактические затраты по процессу «Подготовительные работы»

| Месяцы | Протяженность горных выработок, м | Затраты всего, тыс.руб. |                   | Материальные затраты, всего, тыс.руб. | Затраты на оплату труда, всего, тыс.руб. | Отчисления на социальные нужды, всего, тыс.руб. | Прочие расходы, всего, тыс.руб. |
|--------|-----------------------------------|-------------------------|-------------------|---------------------------------------|------------------------------------------|-------------------------------------------------|---------------------------------|
|        |                                   | всего                   | в т.ч. переменные |                                       |                                          |                                                 |                                 |
| 1      | 233                               | 7 108                   | 2 498             | 1 479                                 | 4 036                                    | 1 040                                           | 333                             |
| 2      | 350                               | 7 572                   | 2 890             | 1 840                                 | 4 260                                    | 1 059                                           | 351                             |
| 3      | 600                               | 13 679                  | 7 955             | 5 614                                 | 5 931                                    | 1 459                                           | 492                             |
| 4      | 641                               | 12 359                  | 7 408             | 4 076                                 | 6 226                                    | 1 467                                           | 516                             |
| 5      | 550                               | 10 629                  | 5 504             | 3 484                                 | 5 321                                    | 1 241                                           | 438                             |
| 6      | 590                               | 10 818                  | 6 029             | 3 461                                 | 5 488                                    | 1 290                                           | 439                             |
| 7      | 416                               | 8 451                   | 2 433             | 4 348                                 | 3 052                                    | 659                                             | 249                             |
| 8      | 0                                 | 5 117                   | 1 988             | 0                                     | 4 018                                    | 786                                             | 294                             |
| 9      | 120                               | 7 858                   | 2 131             | 2 320                                 | 3 941                                    | 877                                             | 348                             |
| 10     | 401                               | 8 644                   | 3 865             | 2 727                                 | 4 492                                    | 887                                             | 368                             |
| 11     | 527                               | 9 006                   | 4 443             | 2 688                                 | 4 575                                    | 801                                             | 352                             |
| 12     | 240                               | 6 289                   | 2 645             | 1 382                                 | 3 856                                    | 732                                             | 313                             |

Извлекая квадратный корень из коэффициента детерминации, получаем коэффициент корреляции равный 0,88. Это свидетельствует о наличии тесной связи между затратами и протяженностью горных выработок.

Рассчитав среднюю ошибку аппроксимации, получили значение, равное 9,6%. Это означает, что зависимость между затратами и протяженностью горных выработок может быть использована в прогнозных целях.

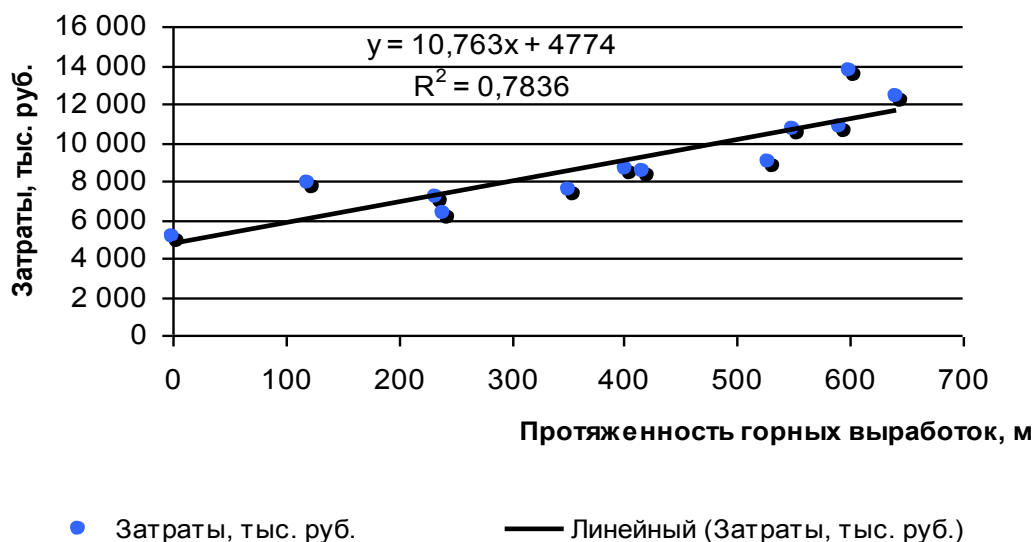


Рисунок 2 – Корреляция между фактическими затратами и протяженностью горных выработок по процессу «Подготовительные работы»

Сведем полученные данные в таблицу 8. Рассмотрев полученные результаты анализа поведения затрат по процессу «Проведение горных выработок» можно утверждать, что на подготовительных работах существует зависимость между затратами, в т.ч. переменными, и протяженностью проведения горных выработок.

Так максимальную величину коэффициента корреляции имеют элементы «Материальные затраты» и «Затраты на оплату труда» ( $R = 0,82$  и, соответственно,  $R = 0,72$ ).

Таблица 8 – Сводные данные анализа фактических затрат по процессу «Подготовительные работы»

| Элемент себестоимости    | Коэффициент корреляции |         |
|--------------------------|------------------------|---------|
|                          | 12 мес.                | 10 мес. |
| Материальные затраты     | 0,82                   | 0,78    |
| Затраты на оплату труда  | 0,72                   | 0,80    |
| Отчисления на соц. нужды | 0,65                   | 0,67    |
| Прочие расходы           | 0,72                   | 0,74    |
| Всего затрат             | 0,88                   | 0,75    |
| -переменные              | 0,86                   | 0,85    |

Низкую степень зависимости показал элемент себестоимости «Отчисления на социальные нужды» ( $R = 0,65$ ). Таким образом, зависимость между затратами и результатами работы существует только по отдельным элементам. Это объясняется тем, что процесс «Подготовительные работы» состоит не только из собственно проведения горных выработок, но также:

- большого объема подготовительных работ до начала проведения горной выработки. Подготовка рабочих мест требует затрат на подготовительные операции, что вызывает необходимость организовать специальный учет этих расходов с последующим отнесением их на себестоимость проведения горных выработок;

- большого объема заключительных работ после окончания проведения горной выработки;

- проведения технологической части выработки, где трудоемкость работ значительно больше, чем при проведении самой выработки;

- сооружения ниш: под дегазацию, под приводные станции, под лебедки, под электрооборудование (подстанции), под ВМП, под компрессорные установки.

Поэтому нельзя использовать для планирования только исключительно метод «директ-костинг» на процессе «Подготовительные работы». Этот процесс требует использования нескольких методов. Планирование затрат на процессе «Подготовительные работы» целесообразно осуществлять комбинированно, используя метод «директ-костинг» и нормативный метод.

УДК 336.22 : 622

## О СИСТЕМЕ НАЛОГОВ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

*Смирнова С.А.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Налоги выступают источником формирования доходов бюджета государства и внебюджетных фондов, поэтому они неразрывно связаны с функционированием всей вертикали власти государства и напрямую зависят от уровня развития самого предприятия.

Налоговый кодекс РФ устанавливает систему налогов, взимаемых в федеральный бюджет, а также в региональный и местный бюджеты. Предприятие, как юридическое лицо, является налогоплательщиком, на которого в соответствии с Налоговым кодексом РФ возложена обязанность уплачивать налоги.

Каждый налог имеет самостоятельный объект налогообложения, то есть стоимость реализованных товаров (работ, услуг), имущество, прибыль, доход и др. Кроме того определены налоговая ставка и источник оплаты налогов. Источниками оплаты нало-

гов являются: прибыль, выручка от реализации продукции (доход) и себестоимость добычи угля.

В таблице 1 рассмотрен перечень налогов, установленных для шахт на 2010 год. При составлении операционного бюджета для шахт прогнозируются суммы налоговых платежей. Они включаются в элементы «отчисления на социальные нужды» и «прочие расходы». Для этого изучается их роль при формировании себестоимости добычи угля.

Таблица 1 – Методика начисления и источники оплаты налогов 2010 г.

| Наименование налога                                                                                          | Методика начисления налога                   | Процент отчисления в бюджет |              |         | Источник                                       |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------|-----------------------------|--------------|---------|------------------------------------------------|
|                                                                                                              |                                              | федеральный                 | региональный | местный |                                                |
| <b>1. Налоги от прибыли</b>                                                                                  |                                              |                             |              |         |                                                |
| 1.1. Налог на имущество организаций                                                                          | 2,2 % от стоимости имущества                 |                             | 50           | 50      | Прибыль до налогообложения                     |
| 1.2. Налог на прибыль                                                                                        | 20% от прибыли                               | 2,5                         | 17,5         |         | Прибыль, остающаяся в распоряжении предприятия |
| <b>2. Налоги в выручке</b>                                                                                   |                                              |                             |              |         |                                                |
| 2.1. Налог на добавленную стоимость(НДС)                                                                     | 18 % от объема реализации                    | 100                         |              |         | Выручка                                        |
| 2.2 Акцизы                                                                                                   |                                              |                             |              |         | Выручка                                        |
| <b>3. Налоги в себестоимости</b>                                                                             |                                              |                             |              |         |                                                |
| 3.1 Налог на добычу полезных ископаемых                                                                      | 4 % от объема добычи по цене реализации угля | 60                          | 40           |         | Элемент «прочие расходы»                       |
| 3.2. Транспортный налог                                                                                      | от мощности двигателя                        |                             | 100          |         | Элемент «прочие расходы»                       |
| 3.3 Плата за выбросы в окружающую среду – публично-правовой платеж                                           | Дифференцированные ставки за объемы          | 19                          | 81           |         | Элемент «прочие расходы»                       |
| 3.4 Налог на доходы физических лиц                                                                           | Совокупный доход физических лиц (13 %)       | 1                           | 57           | 42      | Элемент «затраты на оплату труда»              |
| 3.5 Отчисления на социальные нужды                                                                           | 26 %                                         |                             |              |         | Элемент «отчисления на социальные нужды»       |
| <b>*Обязательное пенсионное страхование в Пенсионный фонд РФ (страховая и накопительная пенсия с 1967г.)</b> | 14 % от всех видов оплаты труда              | 20                          |              |         |                                                |

Окончание таблицы 1

| Наименование<br>налога                                                                                                                                 | Методика начисления<br>налога                                                               | Процент<br>отчисления в<br>бюджет |              |         | Источник                    |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------|--------------|---------|-----------------------------|
|                                                                                                                                                        |                                                                                             | федеральный                       | региональный | местный |                             |
| • Платежи в<br>Федеральный бюджет<br>РФ (государственное<br>пенсионное<br>обеспечение)                                                                 | 6 % от всех видов<br>оплаты труда                                                           |                                   |              |         |                             |
| • Платежи в Фонд<br>социального<br>страхования                                                                                                         | 2,9 % от фактического<br>ФОТ                                                                | 2,9                               |              |         |                             |
| • Платежи в<br>Федеральный фонд<br>обязательного<br>медицинского<br>страхования и<br>территориал фонды<br>обязательного<br>медицинского<br>страхования | 3,1 % от фактического<br>ФОТ                                                                | 1,1                               | 2,0          |         | Элемент «прочие<br>расходы» |
| 3.6 Обязательное<br>страхование от<br>несчастных случаев на<br>производстве и<br>профзаболеваний                                                       | Обогатительные<br>фабрики – 4,2 %,<br>разрезы 4,1 %,<br>Шахты – 8,5 % к<br>шнчисленному ФОТ |                                   |              |         | Элемент «прочие<br>расходы» |
| 3.7 Водный налог                                                                                                                                       | По нормативу от<br>объемов, по<br>лицензионной<br>процентной ставке                         | 100                               |              |         | Элемент «прочие<br>расходы» |
| 3.8 Земельный налог                                                                                                                                    | Дифференцированные<br>ставки за<br>количество га                                            |                                   | 50           | 50      | Элемент «прочие<br>расходы» |

При исследовании динамики полной себестоимости добычи за период 2004 -2008 гг. по группе шахт юга Кузбасса получены следующие показатели, представленные в таблице 2. Как видно из таблицы 2 удельный вес отчислений на социальные нужды в себестоимости выпуска продукции в динамике снижается. Это произошло в результате увеличения фонда заработной платы при одновременно значительном увеличении полной себестоимости на выпуск продукции. Методика расчета отчислений не менялась.

На изменение удельного веса налогов, учитываемых в элементе «прочие расходы» за рассматриваемый период, повлияли состав налогов, структура и методика их расчетов.

Так, если принять сумму налогов, учитываемых в элементе «прочие расходы», за 100 % , то структура налогов по видам составила в 2008 г.:

– налог на добычу полезных ископаемых – 63,25 %;

- обязательное страхование от несчастных случаев на производстве и профзаболеваний – 31,25 %;
- плата за выбросы в окружающую среду – 3,37 %;
- земельный налог – 1,79 %;
- водный налог – 0,24 %;
- транспортный налог – 0,10 %.

Удельный вес налога на добычу полезных ископаемых от средней (63,25 %) колебался по отдельным шахтам от 38,5 % до 87,8 % в зависимости от разных объемов добычи и цены реализуемого угля.

Таблица 2 – Динамика налоговых платежей за период 2004 -2008 гг. по группе шахт юга Кузбасса, включаемых в себестоимость добычи угля

| Наименование показателей                                                                         | 2004г. | 2005г. | 2006г. | 2007г. | 2008г. |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Удельный вес отчислений на социальные нужды в себестоимости выпуска продукции, %                 | 8,07   | 7,21   | 6,17   | 6,26   | 5,38   |
| Удельный вес налогов, учитываемых в элементе «прочие расходы» себестоимости выпуска продукции, % | 9,94   | 9,29   | 4,70   | 3,57   | 6,30   |
| Итого, %                                                                                         | 18,01  | 16,50  | 10,87  | 9,83   | 11,68  |

Происходили изменения на шахтах сумм земельного налога при изменении форм собственности земли. Ликвидировалась плата за аренду земель.

В 2008 г. отчисления на социальные нужды и сумма налогов в расчете на 1 т добычи угля в среднем по рассматриваемым шахтам составляли за год от 63,86 до 128,1 руб./т.

Основные изменения налогового законодательства произошли с 1 января 2010 года. Предусмотрена полная отмена единого социального налога и переход на страховые взносы в Пенсионный фонд России, Фонд социального страхования, в фонды обязательного медицинского страхования (Федеральный ФОМС и территориальный ФОМС). С принятием закона изменяется принцип функционирования пенсионной системы. Теперь средства на выплату пенсий поступают в Пенсионный фонд РФ за счет прямых взносов работодателей, а не через налоговые органы. В связи с этим пенсия будет зависеть от суммы страховых взносов, накопленных им за период трудовой деятельности, а не от состояния федерального бюджета.

Вместе с отменой единого социального налога отменена регрессивная шкала для целей расчета страховых взносов. При этом установлено, что страховые взносы с сумм выплат и иных вознаграждений в пользу физических лиц, превышающих 415 тыс. руб. (нарастающих итогом с начала расчетного периода) не взимаются. Указанный предельный размер сумм выплат подлежит ежегодной индексации. Из перечня выплат, на которые не начисляются страховые взносы, исключены следующие выплаты

С 01.01.2011 г. увеличатся тарифы страховых взносов с 26 до 34 % и повышаются ставки страховых взносов: в Пенсионный фонд России – 26 %; в Фонд социального страхования – 2,9 %; в Федеральный фонд обязательного медицинского страхования – 2,1 %; в территориальный фонд обязательного медицинского страхования – 3%.

Изменения налогового законодательства приведут к увеличению себестоимости выпуска продукции на шахтах за счет увеличения элемента «отчисления на социальные нужды».



## КОНЦЕПЦИЯ ОЦЕНКИ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ РЕСУРСОВ В ЭКОНОМИКЕ РЕГИОНА

*Дубовик Ю.В.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Производственные ресурсы, в том числе природные, человеческие, экономические, инновационные являются факторами регионального развития.

В процессе хозяйственной деятельности происходит изменение состояния ресурсов региона, т.к. они могут создаваться или истощаться или обнаруживаться новые их источники, а также обесцениваться или дорожать в зависимости от того, как ими распоряжаются и направляют ли инвестиции на их воспроизводство.

Для решения задачи увеличения ресурсного потенциала региона важно оценить стоимость каждого из факторов производства и прогнозировать изменение этой стоимости в зависимости от выбранных направлений развития. При этом необходимо соблюсти некоторые общие принципы оценки различных ресурсов с тем, чтобы сопоставить эффективность инвестирования по различным направлениям развития ресурсной базы и решить задачу максимизации экономического эффекта.

Однако, некоторые особенности факторов производства затрудняют их стоимостную оценку. С методологической точки зрения проще оценить минеральные ресурсы, а также финансовые и материальные ресурсы, производственное оборудование и капитальные сооружения. Достаточно сложно определить стоимость человеческих и инновационных ресурсов, т.к. они в значительной степени изменчивы и их способность приносить доход варьируется в зависимости от эффективности управления. Более того, технологии могут достаточно быстро устаревать при появлении более эффективных заменителей по соотношению их стоимости и потенциальной доходности. Однако, значительная ценность таких ресурсов может проявляться в примерах значительного превышения рыночной цены предприятия над его балансовой стоимостью. Эта разница представляет собой так называемый гудвил (англ. goodwill – деловая репутация), который может быть весьма значительным [1]. Эта величина отражает стоимость ее нематериальных активов, в том числе репутацию компании, деловые связи, ноу-хау, торговых марок, а также прав, возникающих из заключенных трудовых договоров.

Основными подходами к экономической оценке различных объектов собственности, в том числе недвижимости, предприятий, являются рыночный, затратный и доходный. Затратный подход определяет стоимость как затраты на создание или приобретение объекта. Рыночный подход определяет стоимость исходя из баланса спроса и предложения на рынке, в сравнении с рыночной ценой аналогичных объектов. В соответствии с доходным подходом стоимость определяется исходя из возможностей извлечения дохода при эффективном использовании объекта. Аналогичные подходы: затратный, рыночный и ценностный, - применяются к ценообразованию на товары и услуги. Соответственно данные подходы можно также использовать при оценке стоимости факторов производства.

Природные ресурсы можно оценить на основе рыночного или доходного подхода. Затратный подход не применим, так как отсутствуют затраты как таковые на создание этих ресурсов, за исключением затрат на разведку полезных ископаемых. Однако, они незначительны по сравнению с экономическим эффектом, который можно получить при разработке месторождений. Потенциальные возможности использования рыночного подхода обусловлены наличием сформировавшихся рынков на минеральные и другие природные ресурсы. Однако, внутренние цены могут отличаться от мировых. На некоторые виды природных ресурсов, например, энергоносители, возможны ценовые ограничения, т.к. они влияют на благополучие общества и бизнеса, и часто удерживаются из соображений социальной и экономической

стабильности. В таких случаях стоимость ресурсов целесообразно определить исходя из мировых цен. Так как природные ресурсы гомогенны, то возможности получения дохода ограничены рыночными ценами, а следовательно, принципиальных отличий в применении доходного подхода и рыночного нет. При этом стоимость неосвоенных ресурсов, например полезного ископаемого в недрах, можно определить как разницу между потенциальными доходами и затратами на освоение и добычу.

Человеческие ресурсы оценить достаточно сложно. Люди не продаются и не покупаются, но ценность специалиста можно, например, определить в соответствии с возможностями получения дохода с точки зрения работодателя. Однако, специалисты не всегда используются в соответствии со своей квалификацией, что влияет на ценность специалиста и на возможности его развития. Рыночным показателем ценности специалиста может служить его заработная плата, а с точки зрения затратного подхода можно аккумулировать стоимость подготовки и переподготовки специалиста, а также обеспечения условий для его физического и личностного развития. Любой из этих подходов в применении к человеческим ресурсам имеет рациональное объяснение, однако достаточно сложно реализовать такую оценку на практике. Необходимая для такой оценки информация может отсутствовать, быть субъективной, содержать качественные показатели, вероятностные прогнозы. Результат труда человека может быть весьма изменчивым, он зависит от таких факторов как здоровье и морально-психологическое состояние, мнение и существующие на данный момент приоритеты.

Экономические ресурсы включают денежные, финансовые, средства производства, в т.ч. оборудование и капитальные сооружения, прочие материальные активы. Существующие методы оценки на основе рыночного, затратного, доходного подходов разработаны достаточно подробно и пригодны для практического применения.

Инновационные ресурсы чаще всего представляют собой нематериальные активы, такие как ноу-хау, патенты, а также новые технологии, реализованные в производственном процессе, но недоступные для конкурентов в ближайшей перспективе. Разработка и создание инноваций требует определенных затрат, они могут стать объектом купли-продажи на рынке, а также могут стать источником дохода для их владельца. Соответственно, к оценке инноваций можно применить затратный, рыночный и доходный подходы. Однако, оценки стоимости с точки зрения различных подходов могут очень сильно отличаться друг от друга. Например, затраты на разработку технологий могут быть незначительны по сравнению с экономическим эффектом, и наоборот, технологии могут оказаться невостребованными рынком несмотря на то, что в их разработку вложены значительные средства. Рыночная цена может оказаться субъективной, т.к. зависит от мнения контрагентов, совершающих сделку. Они могут недооценивать или переоценивать потенциал такой технологии. При этом не все технологии становятся объектами купли-продажи, а разрабатываются компаниями с целью их последующего коммерческого использования. Кроме того, инновации часто не имеют аналогов на рынке и, следовательно, отсутствуют какие-либо ценовые ориентиры. В такой ситуации наиболее адекватен доходный подход к оценке инновационных ресурсов, но прогноз будущих доходов от инноваций является сложной задачей. Он должен учитывать факторы эффективности управления и вероятность устаревания технологии или воспроизведения ее конкурентами, что в перспективе может уменьшить ее стоимость, а также возможность альтернативного использования, что в будущем может увеличить ее доходность.

Соответственно для оценки ресурсного потенциала региона в комплексе целесообразно опираться на доходный подход, который наиболее адекватен для оценки разнородных производственных ресурсов. При этом существуют риски, связанные со снижением эффективности и стоимости каждого из ресурсов. Наименее подвержены такому риску природные и экономические ресурсы, в наибольшей степени этот риск проявляется в случае инновационных и человеческих ресурсов. Следовательно, оценка ресурсов должна учитывать риск изменения их стоимости во времени. Более того, некоторые ресурсы могут быть взаимодополняющими, т.е. при их совместном использовании образуется более существенный экономический эффект, чем при их использовании по отдельности (также обозначается термином

«синергетический эффект»). Например, взаимодополняющие технологии, которые могут быть скомбинированы в одном изделии; высокопроизводительное оборудование в сочетании с высококвалифицированными кадрами, специально обученными для работы на таком оборудовании и т.д. Такие эффекты следует учитывать при оценке ресурсной базы региона.

#### Список литературы

1. Организация и методы оценки предприятия (бизнеса): Учебник / Под ред. В.И. Кошкина. – М.: ИКФ «ЭКСМОС», 2002. – 944 с.

УДК 553.04:622.33

### ОСОБЕННОСТИ ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ

<sup>1</sup>Казанцева Г.Г., <sup>2</sup>Сычев И.И.

**1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»**

**2 - ООО «Обскур»**

**г. Новокузнецк, Россия**

В настоящее время тенденция развития экономики России опирается, в основном, на ее природно-ресурсный потенциал, масштабы которого являются естественным конкурентным преимуществом страны. По этой причине, Высшим горным советом, профильными комитетами Торгово-промышленной палаты РФ и Российским союзом промышленников и предпринимателей (РСПП) в ближайшие десятилетия ожидается рост инвестиций в освоение российских недр.

Общеизвестно, что первой и важнейшей экономической особенностью того или иного месторождения является то, что в качестве основного прибылеобразующего источника его освоения выступает горная рента, представляющая собой сумму природных факторов, определяемых горно-геологическими и географо-экономическими условиями намечаемых к освоению месторождений. Отсюда, выбор инвестиционно-привлекательных проектов в горнодобывающей отрасли остается одной из важных задач недропользователей.

В условиях ранее существовавшей плановой экономики задача такого выбора решалась путем выполнения геолого-экономической оценки ряда объектов того или иного полезного ископаемого, выявленных в процессе поисковых, поисково-оценочных работ с целью выбора объекта для постановки предварительной, детальной разведок для снижения возможного риска безвозвратной потери средств на геологоразведочные и, нередко, строительные работы. Примером может служить вынужденное прекращение в 90-х годах строительства шахты «Анжерская - Южная» из-за низкой достоверности данных геологоразведочных работ.

Во избежание излишнего риска невозвратных потерь действовала оправдавшая себя в большинстве случаев геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых, состоящая из следующих этапов:

1. Разработка технико-экономических соображений (ТЭС) целесообразности проведения геологоразведочных работ с целью подготовки промышленных запасов категорий C2+P1;
2. Разработка и реализация проекта геологоразведочных работ по стадиям:
  - поисковой разведки с целью локализации площади и подготовки запасов категории C2, обеспечивающих принятие решения о проведении дальнейших разведочных работ;
  - предварительная и детальная разведки запасов с подготовкой промышленных запасов категории A+B+C1 с привлечением для проведения полупромышленных испытаний ведущих научно-исследовательских институтов;

– разработка технико-экономического обоснования (ТЭО) кондиций, составление геологического отчета с подсчетом запасов с представлением в Федеральное государственное учреждение «Государственная комиссия по запасам полезных ископаемых» России.

### 3. Разработка рабочей документации строительства добывающего предприятия.

В последнее время стадийность выполнения перечисленных работ недропользователем сокращается. Зачастую многие недропользователи переходят от стадии расчетов ТЭС к стадии разработки ТЭО кондиций или еще по более сокращенной схеме – к разработке проектной документации строительства добывающего предприятия.

Сокращение этапов проведения геолого-экономической оценки пока возможно за счет подготовленных запасов полезных ископаемых промышленных категорий – этот значительный задел запасов был создан за время существования геологической службы СССР. Данный задел в последние 20 лет дал возможность поддержать сырьевую тенденцию развития экономики страны.

Наличие задела промышленных запасов давало и дает возможность Министерству природных ресурсов и экологии (Минприрода) в соответствии с Законом РФ от 21 февраля 1992 г. N 2395-1 "О недрах" предоставлять право пользования недрами субъектам предпринимательской деятельности посредством участия в конкурсе (аукционе). С выигравшим конкурс (аукцион) недропользователем Федеральное агентство по недропользованию (Роснедра) или его территориальные органы заключают лицензионное соглашение, регламентирующее порядок и условия пользования участком недр (лицензионным отводом), платежи и налоги при пользовании недрами, права недропользователя, отчетность, ответственность сторон и прочее: условия прекращения пользования недрами, условия, регулирующие взаимоотношения между недропользователем и местной администрацией.

Экономическая целесообразность выдачи лицензий на основании конкурсов (аукционов) оправдывается большой степенью не только горно-геологической, но и технологической и технико-экономической изученностью, как месторождения, так и полезного ископаемого, что обуславливает возможность снижения горных и экономических рисков.

В связи с появлением дефицита запасов категории А+В+С1 участились случаи получения лицензионных участков с категорий изученности запасов и ресурсов С2+Р1. В этом случае возникает риск увеличения срока окупаемости или даже низкой окупаемости вложений в строительство горнодобывающего предприятия. Данный риск может быть учтен при разработке ТЭС посредством использования понижающих коэффициентов к ресурсам полезных ископаемых. Однако, названные способы снижения риска приводят и к снижению финансовых результатов деятельности горнодобывающего предприятия и общему снижению стоимости минерального сырья в недрах.

В результате, может наступить момент полного освоения ранее разведанных месторождений или отдельных участков. В этом случае оценка новых сырьевых баз будет возможно только по наличию ресурсов минерального сырья.

Данная тенденция – воспроизводства минерально-сырьевой базы на недостаточном уровне, особенно по наиболее дефицитным видам сырья, все острее ставит задачу восполнения обрабатываемых запасов месторождений путем доразведки, в том числе в Кузбассе месторождений угля.

Недропользователи Кузнецкого угольного бассейна, имея промышленную и социальную развитую инфраструктуру, отработанные технологии добычи и переработки, стабильных потребителей и самое главное высокие цены (особенно на коксующиеся марки угля) будут стараться как можно дольше дорабатывать имеющиеся запасы бассейна. Но как показал финансово-экономический кризис, тесные взаимосвязи мировых отраслевых рынков легко могут привести к обвалу цен, следовательно, к необходимости изменений подходов к геолого-экономической оценке угольных месторождений и поиску (доразведке) запасов угля с потенциально высокой горной рентой.

## СТРУКТУРА И ФУНКЦИИ СОЦИАЛЬНО-ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ

*Васильев П.В., Фрянова О.В.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Нормативными документами, включающими требования по промышленной и экологической безопасности [1-4], существенное значение уделяется обеспечению безопасности и санитарно-гигиенических условий персонала предприятий и в меньшей степени безопасности и устойчивости развития социума и окружающей среды в регионах и муниципальных образованиях.

Выделение в перечне промышленных предприятий, цехов, участков, площадок признаков, по которым их можно отнести к опасным производственным объектам [1], привело к повышенному вниманию обеспечения промышленной и экологической безопасности на опасных производственных объектах. Это подтверждается перечнем нормативно-правовых документов РФ, указанных в Приказе № 667 от 31 июля 2009 г. Министерства природных ресурсов и экологии. В меньшем объеме разработаны нормативно-правовые документы, реализация которых гарантировала бы устойчивое развитие социальной и экологической систем промышленных регионов и муниципальных образований. Это привело к снижению уровня жизни населения, росту безработицы, миграции людей из угледобывающих регионов в кризисный период экономики. Хотя в Законе РФ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» [1] записано «...промышленная безопасность опасных производственных объектов- состояние защищённости жизненно важных интересов личности и общества от аварий на опасных производственных объектах и последствий указанных аварий», однако после реализации программы реструктуризации угольной промышленности России качество жизни населения в шахтёрских городах и посёлках ухудшилось.

Поэтому проведение исследований и установление закономерностей развития социальной и экологической систем в промышленных регионах, в том числе угледобывающих, и реализация этих закономерностей при управлении с целью обеспечения устойчивого развития региона является актуальной научно-практической задачей.

Для решения поставленной задачи на первом этапе исследований целесообразно установить основные понятия и термины.

В специальной литературе широко используются понятия социальная, экономическая, экологическая, природная, техногенная, материальная, производственная, информационная и др. системы [5-8 и др.]. Система – это совокупность объектов и процессов, называемых компонентами, взаимосвязанных и взаимодействующих между собой, которые образуют единое целое, обладающее свойствами, не присущими составляющим его компонентам, взятым в отдельности [5-11]. Существуют и другие определения системы. Системе присущи иерархичность, структурность, целостность, неразрывное единство с окружающей средой [6-8].

Системы могут быть абстрактные и материальные, статичные и динамичные, открытые и замкнутые, стохастические и детерминированные и т.д. В зависимости от множества функций и исследуемых объектов различают следующие основные системы базового низшего порядка: социальные, экономические, экологические, производственные, организационные, материальные, информационные и др. Система характеризуется функцией, целью, структурой, компонентным составом (подсистемы и элементы), внутренними и внешними связями, траекторией развития системы во времени и пространстве, целевой функцией и её оптимумом и др.

В угледобывающих регионах основными компонентами всех систем (рисунок 1) являются: государство, администрация регионов и муниципальных образований, инвесторы,

группы людей, общество, личности, предприятия, природные условия, недра, ландшафт, ресурсы, инфраструктура, безопасность, уровень жизни и т.д.

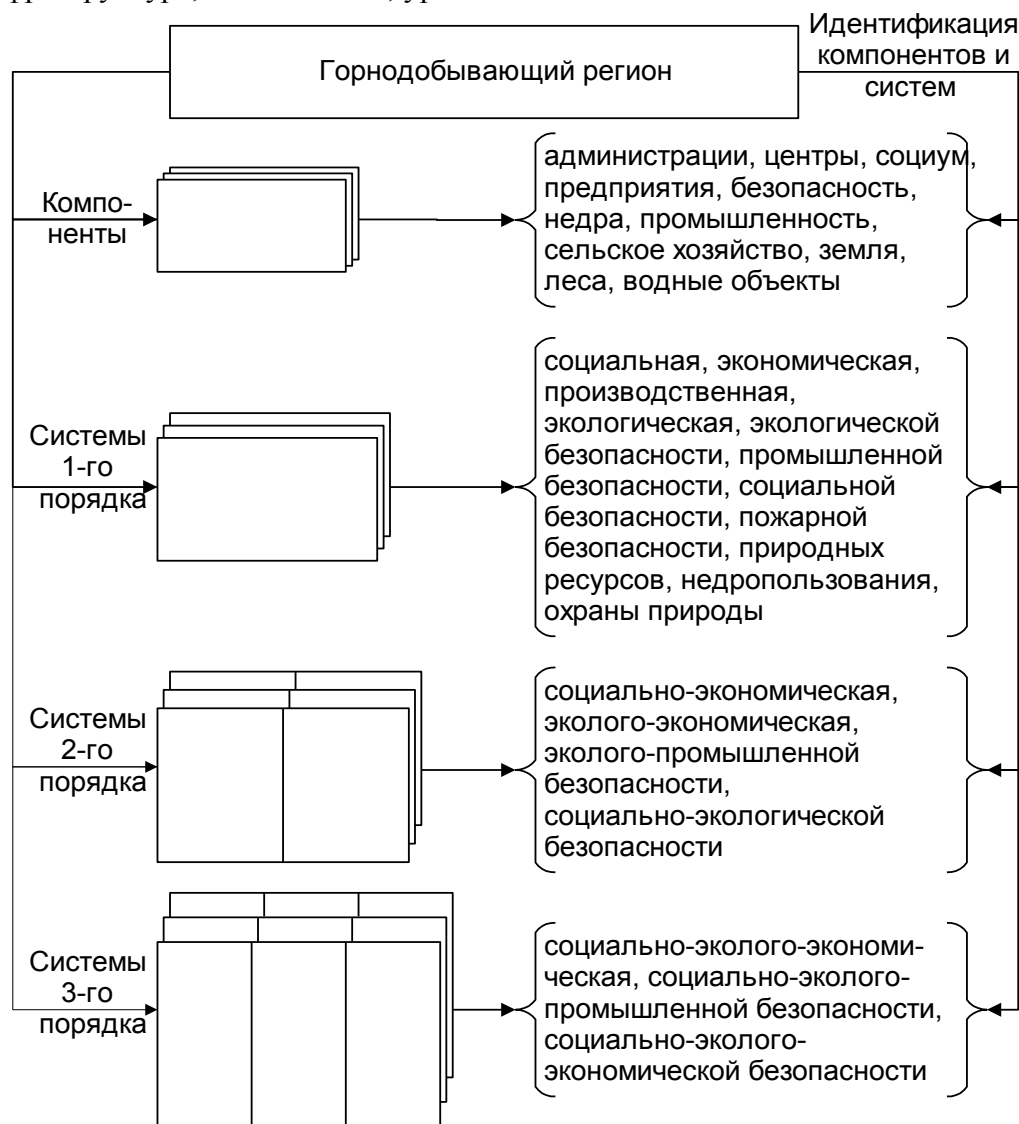


Рисунок 1 – Схема идентификации социально-эколого-экономической системы

Каждая система включает определённый, характеризующий её, набор компонентов. В этой связи для угледобывающих регионов можно выделить следующие системы первого уровня: социальная, экономическая, экологическая, производственная, информационная, материальная, организационная и др.

Социальная система рассматривается как совокупность компонентов (различных социальных групп, слоев, социальных общностей), находящихся между собой в определенных отношениях и связях и образующих целостность. Эффективность развития социальной системы Роспотребнадзор оценивает по индексу качества жизни, который является интегрированным показателем, включающем комплекс оценочных критериев: здоровье населения, экологическое и санитарно-эпидемиологическое благополучие, социальные условия. Индекс качества жизни должен стремиться к единице. В Новокузнецке он составляет 0,85 [12].

Экономическая система - это сложная, вероятностная, динамическая система, охватывающая процессы производства, обмена, распределения и потребления материальных благ [13].

Экологическая система. Объектами экологической системы в условиях угледобывающих регионов являются недра, тектоносфера [14], ландшафт с растительным покровом, отвалы горных пород, отходы производства, животные и организмы, поверхностные и подземные воды, атмосферный воздух.

Производственная система [15] – это совокупность подсистем, состоящих из отдельных простых элементов, и представляет собой технологическую схему, где в исходной точке – инвестиционные процессы, а на выходе – готовая продукция. Главная цель производственной системы – выпуск полезной продукции, обеспечивающий доход предприятия.

Производственная система угледобывающих предприятий характеризуется цикличностью развития, обусловленной периодами вскрытия, подготовки и отработки шахтных и карьерных полей и блоков, периодами освоения проектной мощности, затухания и ликвидации. Кроме того, в зависимости от темпов развития и достижений науки и техники, каждые 7-11 лет проводится техническое перевооружение производственной системы угледобывающих предприятий. Особенностью производственной системы угледобывающих предприятий является перемещение очистных и подготовительных забоев, как объектов системы, во времени и пространстве горного массива, который характеризуется стохастическим распределением свойств пород, геологических нарушений, геодинамического поля природных и техногенных напряжений. Эти процессы и компоненты производственной системы оказывают существенное влияние на другие системы горнодобывающих регионов.

Информационная система [15] – это виды данных (информации), которые взаимодействуют и преобразуются в процессе ее функционирования. Функциями системы являются сбор, передача, обработка, хранение и выдача информации потребителям. Система включает следующие основные компоненты: программное обеспечение, информационное обеспечение, технические средства, обслуживающий персонал.

Общим признаком эволюции выделенных систем в угледобывающих регионах является их способность взаимодействовать между собой под влиянием следующих основных внутренних и внешних воздействий: изменения количества и качества запасов угля в недрах, динамики угольного рынка, сложности горно-геологических и горнотехнических условий угольных месторождений и др. Изменение плавного течения технологических, геомеханических и газодинамических процессов приводит к необходимости перехода к экстремальным режимам, в том числе при возникновении аномальных природных и техногенных событий в сейсмически активных угледобывающих регионах. В экстремальных условиях при возникновении угроз и рисков требуется принятие решений по одновременному управлению несколькими системами для решения следующих основных задач: прогноз развития событий и выбор управляющих воздействий для предотвращения аварий и чрезвычайных ситуаций; оценка угроз и рисков при выборе альтернативных и оптимального путей профилактики аварий и чрезвычайных ситуаций; обоснование эффективных и экономичных способов воздействия на систему при неустойчивом её состоянии; управление системами для эволюционного развития угледобывающего региона в оптимальном варианте [7, 8, 15].

Таким образом, указанные системы первого порядка в пределах региона, района, предприятия находятся в тесной взаимосвязи (рисунок 1). Поэтому возникла необходимость исследования процессов интеграции указанных систем и формирования новых типов систем второго порядка: социально-экономической, социально-экологической, эколого-экономической и др., [7-9, 13 и др.].

Социально-экономическая система (СЭС) – это система более высокого порядка и рассматривается как совокупность ресурсов и экономических субъектов, образующих единое целое (социально-экономическую структуру) взаимосвязанных и взаимодействующих между собой в сфере производства, распределения, обмена и потребления товаров и услуг, востребованных на угольном и социальном рынках [4, 7, 8 и др.].

СЭС в угледобывающих регионах и муниципальных образованиях региона характеризуется следующими компонентами и функциями: угледобывающие и углеперерабатывающие горные предприятия: шахты, разрезы, обогатительные фабрики, фабрики, вспомогательные производства и организации; материальные ресурсы: финансовые ресурсы; информационные ресурсы; сырьё, основные и вспомогательные материалы, комплектующие изделия и топливо; энергетические ресурсы: электроэнергия, натуральное топливо, пар, сжатый воздух, горячие газы, горячая вода и конденсат, вода под давлением; трудовые ресурсы: предпринима-

тели, промышленно-производственный персонал на предприятиях, рабочие, инженерно-технические работники (специалисты), служащие, младший обслуживающий персонал, ученики, непромышленный персонал; работники сферы образования, здравоохранения, науки, культуры, пенсионеры, дети.

Эколого-экономическая система (ЭЭС) - это система более высокого порядка и рассматривается как совокупность взаимосвязанных природных, экономических и социальных факторов и процессов, обеспечивающих удовлетворение экономических потребностей нынешнего и будущего поколений[3, 7-9].

Основными компонентами СЭС в угледобывающих регионах и муниципальных образованиях региона являются почвы, недра, земли; леса и иная растительность; подземные и поверхностные воды; отходы производства; бытовые отходы; животные и другие организмы; околоземное космическое пространство и озоновый слой, атмосферный воздух; процессы производства, обмена, распределения и потребления материальных благ; инвестиционные процессы; готовая продукция; финансовые ресурсы; информационные ресурсы и др.

Как следует из перечня основных компонентов систем второго порядка многие компоненты присутствуют в разных системах. В этой связи возникла необходимость создания систем третьего порядка (рисунок 1). Наиболее общей для угледобывающего региона является социально-эколого-экономическая система (СЭЭС). Общая структура социально-эколого-экономической системы представлена на рисунке 2 [7].



Рисунок 2 – Субъекты социально-эколого-экономической системы

Согласно рисунка 2 системы первого и второго порядков относительно социально-эколого-экономической системы (СЭЭС) являются подсистемами.



Экологическая, производственная и экономическая подсистемы по функциям и получаемым конечным результатам и продуктам в структуре социально-эколого-экономической системы находятся в противоречии. Возможность реализации функций каждой системы ограничена некоторым предельным состоянием другой системы, например предельно допустимой концентрации (ПДК) вредных химических веществ, вредных биологических воздействий, химических веществ в продуктах; предельно допустимых доз (ПДЗ) радиации; предельно допустимого уровня (ПДУ) вредных физических воздействий; рентабельностью производства, уровнем жизни населения, превышением производственных затрат относительно цен на продукцию. Однако все подсистемы СЭС при взаимодействии в пределах ограниченный обеспечивают достижение общей цели: повышение эффективности и устойчивости развития горнодобывающего региона.

Основным системообразующим фактором социально-эколого-экономических систем является ее интегральная функция. Функция системе задается другими входящими в неё подсистемами или извне. В последнем случае данная система выполняет функции, заданные более общей системой управления угледобывающим регионом, в которую она включена составной частью наряду с другими системами, выступающими для нее средой.

Следовательно импульс к изменению, в том числе и развитию системы, может как генерироваться внутри системы, так и вызываться внешними факторами: требованиями промышленной и экологической безопасности, достижениями науки и техники, объёмом инвестиций, требованиями рынка угля, сейсмичностью района и др. Функция оказывает основную роль в возможности достижения поставленной перед системой целью. Оптимум системы представляет собой максимально достижимое при имеющихся ресурсах и ограничениях значение целевой функции системы.

#### Список литературы

1. Федеральный закон № 116-ФЗ от 21.07.97 «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» (в ред. Федеральных законов от 07.08.2000 № 122-ФЗ, от 10.01.2003 № 15-ФЗ, от 22.08.2004 № 122-ФЗ, от 09.05.2005 № 45-ФЗ). 1997. – 32 с.
2. Федеральный закон «О безопасности» (в ред. Закона РФ 25.12.1992 № 4235-1, Указа Президента РФ от 24.12.1993 № 2288, Федеральных законов от 25.07.2002 № 116-ФЗ, от 07.03.2005 № 15-ФЗ, от 25.07.2006 № 128-ФЗ, от 02.03.2007 № 24-ФЗ).
3. Федеральный закон от 10.01.2002 «Об охране окружающей среды» (с изменениями от 22 августа, 29 декабря 2004г., 9 мая, 31 декабря 2005 г., 18 декабря 2006 г, 5 февраля, 26 июня 2007 г.).
4. Федеральный закон «О защите населения и территорий от чрезвычайных ситуаций природного и техногенного характера» (в ред. Федеральных законов от 28.10.2002 № 19-ФЗ, от 22.08.2004 № 122-ФЗ, от 04.12.2006 № 206-ФЗ, от 18.12.2006 № 232-ФЗ).
5. Большая Советская Энциклопедия. (В 30 томах). Гл. ред. А.М. Прохоров. Изд. 3-е. М.: «Советская Энциклопедия», 1976. Т.23. Сафлор-Соан, 1976, - 640 с.
6. Философский энциклопедический словарь/Гл.редакция Л.Ф. Ильичёв, П.Н. Федосеев, С.М. Ковалёв, В.Г. Панов- М.: Сов. Энциклопедия, 1983. – 840 с.
7. Бурков В.Н. Механизмы управления эколого-экономическими системами/В.Н. Бурков, Д.А. Новиков, А.В. Щепкин. - М.: Физматлит, 2008.-244 с.
8. Новиков Д.А. Теория управления организационными системами/ Д.А. Новиков - М.: МПСИ, 2005. – 584 с.
9. Советов Б.Я. Моделирование систем/Б.Я. Советов, С.А. Яковлев.- М. Высш. шк., 1998. – 319 с.
10. Цыпкин Я.З. Информационная теория идентификации/ Я.З. Цыпкин.- М.: Наука. Физматлит, 1995. -336 с.
11. Мышляев Л.П. Прогнозирование в системах управления/ Л.П. Мышляев, В.Ф. Евтушенко. –Новокузнецк, СибГИУ, 2002. -348 с.

12. Чечерин Г. Забег с низкого старта. Кузнецкий рабочий, №31, 20 марта 2010 г.
13. Капица С.П. Синергетика и прогнозы будущего/ С.П. Капица, С.П. Курдюмов, Г.Г. Малинецкий.- М.: Эдиториал УРСС, 2002. – 342 с.
14. Хаин В.Е. Геотектоника с основами геодинамики/В.Е. Хаин, М.Г. Ломизе.- М.: КДУ, 2005. – 560 с.
15. Евтушенко А.Е. Основы оптимизации технологических систем производственно-территориальных комплексов в условиях перехода к рыночным отношениям/ А.Е. Евтушенко. - М.: МГТУ, 1998. – 421 с.

УДК 330.322: 005.6

**ОБОСНОВАНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНВЕСТИЦИЙ  
НА РАЗРАБОТКУ И ВНЕДРЕНИЕ СИСТЕМЫ МЕНЕДЖМЕНТА КАЧЕСТВА  
ИСО 9001:2008 НА ОАО «ОСИННИКОВСКИЙ РЕМОНТНО-МЕХАНИЧЕСКИЙ  
ЗАВОД»**

*Гринкевич О.В, Янак Т.А.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Актуальность выбранной темы обусловлена тем, что в условиях постоянно усиливающейся конкуренции одним из самых весомых аргументов в борьбе за потребителя является высокое качество выпускаемой продукции. Для достижения этой цели в любой организации должна проводится систематическая работа, которая должна быть направлена на увеличение удовлетворённости потребителя, посредством выполнения всех его требований. Эта работа может быть определена как система менеджмента качества. Благодаря этой системе, организация сможет не только оптимизировать свои бизнес-процессы, но и сделать их более управляемыми, предсказуемыми и взаимосогласованными, что позволит повысить качество не только продукции или услуг, но и качество деятельности компании в самом широком смысле: возрастет качество работы каждого подразделения, доверие со стороны партнеров, клиентов, инвесторов, кредиторов, откроется масса новых возможностей для дальнейшего развития бизнеса как на внутреннем, так и на международном рынке.

Открытое акционерное общество «Осинниковский ремонтно-механический завод» создано в 1994 году на месте государственного предприятия ЦЭММ (центральные электро-механические мастерские). В настоящее время завод имеет достаточно разнообразную номенклатуру выпускаемой продукции, а именно, завод занимается изготовлением всех видов металлоконструкций, рам, ставов ленточных конвейеров 1Л100, 1Л120, телескопов к ленточным конвейерам, подхватов, анкерov ШК и АСП, насосов — К60, НСВ100х32, червячных лебедок, редукторов СР70, прицепных устройств для безопасности подъема груза, а так же выпускает литье для изготовления запасных частей, под ремонт горношахтного оборудования и электродвигателей и др.

Потребителями товарной продукции, производимой ОАО «Осинниковский ремонтно-механическим завод» являются:

- предприятия ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» – 87% от общего объема производимой товарной продукции;
- ОАО «Нерюнгриуголь» – 6,2%;
- промышленные предприятия юга Кузбасса – 6,8%.

Сейчас среди предприятий заказчиков: ЦОФ «Абашевская», ЦОФ «Кузнецкая», Междуреченская угольная компания, компания «Южный Кузбасс» и др. Завод оказывает услуги не только предприятиям, но и частным лицам. Под заказ изготавливаются металлические двери, оконные решетки, оградки, гаражные ворота и др.

В нашем проекте, нами была изучена структура производства, произведен анализ существующей в настоящее время системы управления качеством, анализ и диагностика финансово-хозяйственной деятельности общества.

В результате чего была выявлена высокая степень физического и морального износа оборудования. Объясняется это тем, что используемое оборудование эксплуатируется уже более 20 лет. Коэффициент износа ОФ в 2009г. достиг отметки 56,9%. Коэффициент поступления и выбытия в целом по предприятию меньше 10%. Такая низкая степень новизны и недостаточности обновления ОФ начали отрицательно сказываться на технологическом состоянии ОФ и соответственно на эффективности производства. Так же нами были выявлены:

- большие затраты на текущие и капитальные ремонты для поддержания оборудования в рабочем состоянии (350-500 тыс. руб./год по отдельным цехам);
- небольшой месячный фонд работы оборудования и малый процент загрузки оборудования (<50%), что неразрывно связано с простоем машин и механизмов.

Состояние ОПФ в 2009г., в сравнении с 2008г. ухудшилось, об этом свидетельствует коэффициент годности, который снизился на 0,95%.

Кроме того, в 2009г. наблюдается увеличение себестоимости на 1 руб. товарной продукции на 2,23 коп., снижение прибыли от реализации продукции на 20423 тыс. руб., снижение рентабельности продукции, которое говорит об уменьшении прибыли от продаж, приходящейся на 1 рубль затрат, вложенных в производство продукции. Это, безусловно, является отрицательной тенденцией, которое свидетельствует о том, что ОАО «ОРМЗ» в 2009г. работало не эффективно.

Для улучшения финансового состояния ОАО «ОРМЗ», повышения качества выпускаемой продукции, эффективности его деятельности, целесообразно использовать стратегию мобилизации финансово-инвестиционных ресурсов. Эта стратегия необходима для технологического и организационного обновления производства. Она реализуется при внедрении системы менеджмента качества ISO 9001:2008 на ОАО «ОРМЗ» с обязательным взаимодействием двух групп инструментов, обеспечивающих:

- увеличение объема финансово-инвестиционных ресурсов;
- повышения эффективности их использования, при обязательном повышении качества выпускаемой продукции.

В рамках нашего проекта предлагаются новые направления деятельности:

1. Создание участка по ремонту проходческих комбайнов. Монтаж новой технологической линии предполагается во временно пустующем цехе по ремонту барабанов, выносов, телескопов, ленточных конвейеров общей площадью 1111 м<sup>2</sup>.

2. Производство решетчатой затяжки будет организовано на площадях двух производственных цехов: в обособленном здании участка решетчатой затяжки площадью 774 м<sup>2</sup> и в отделении решетчатой затяжки участка металлокрепии площадью 810 м<sup>2</sup>) с частичной перепланировкой существующего участка. При этом морально и физически устаревшее технологическое оборудование будет демонтировано.

3. Создание участка по изготовлению скребковых конвейеров КСР-150.07, КСР-100.05, КСО – 35.05, перегружателей.

4. Создание участка по сборке, ремонту и сервисному обслуживанию пневматических бурильных установок УБ 1350.000.00 СБ.

Для реализации новой программы в структуру управления ОАО «ОРМЗ» вводится дополнительная единица – менеджер проекта, который будет заниматься разработкой и внедрением СМК совместно с творческой группой. Руководить проектом будет главный инженер ОАО «ОРМЗ».

По выполнению всех пунктов проекта мы получим:

- внедрение технологий с низким уровнем ручного труда, а именно: приобретение и ввод в эксплуатацию нового высокопроизводительного оборудования;
- уменьшение затрат на поддержание в рабочем состоянии морально и физически устаревшего технологического оборудования;

- оптимизацию численности персонала;
- расширение номенклатуры выпускаемой продукции.

Это позволит не только повысить эффективность производства, но и улучшить финансовое состояние предприятия.

УДК 622.272.012

## ОБОСНОВАНИЕ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ НОРМАТИВНОЙ БАЗЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ОБЪЕКТОВ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ

*Кутцар Т.М.*

*ЗАО «Промуглепроект»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Современная методология проектирования предприятий угольной промышленности характеризуется следующей совокупностью признаков:

- высокие технологии добычи полезных ископаемых и прогрессивные схемы планирования горных работ и раскройки шахтного поля;
- прогрессивные системы разработки пластов и механизация горных работ;
- освоение отработанного подземного пространства в послеэксплуатационный период шахты;
- системы безопасности работ;
- комплексное использование недр и защита окружающей среды;
- экономическая эффективность и небольшие сроки строительства.

В настоящее время при проектировании угледобывающих предприятий одним из основополагающих документов, по которому производится расчет нагрузки на очистной забой и по которому принимается схема его работы, являются «Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах», ИГД им. А.А.Скочинского, 1979г. Оснащение оборудованием очистного забоя по данным схемам и соответственно алгоритм расчета его параметров морально устарели. В указанном документе предусматривается применение очистных комплексов оборудования с механизированной крепью: ОМКТ, ОКП, 3 ОКП, ОКП70, М87Э, 2МК75, М87А, 2М81Э, КПК, АКЗ, 2КГУ и др.

Также в «Прогрессивных технологических схемах...» предусматривается применение в очистных забоях узкозахватных комбайнов 1ГШ68, 2ГШ68, К200, К128П, АКВ, БКТ, А701КНД и др. в комплексе с механизированной или индивидуальной крепью. Указанные комбайны имеют низкую скорость подачи (до 10 м/мин), тяговое усилие до 36тс и длительную мощность привода комбайна до 400кВт.

Расчет нагрузки на очистной забой учитывает изменчивость горно-геологических условий только в случае перехода очистным забоем горно-геологического нарушения. Расчет коэффициента уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в зоне горно-геологического нарушения для Кузнецкого бассейна производится по формуле, предложенной в «Прогрессивных технологических схемах...»:

$$k_{\Sigma.н} = k_{a.н} k_{\delta},$$

где  $k_{a.н}$  - коэффициент уменьшения нагрузки в зависимости от амплитуды нарушения, определяется для отдельных механизированных крепей по формулам:

$$k_{a.н} = \frac{bm}{h},$$

где  $b$  - табличный коэффициент, равный 0,34-0,70;  $m$  - мощность пласта, м;  $h$  - амплитуда нарушения, м,  $k_{\delta}$  - коэффициент уменьшения нагрузки в зависимости от длины нарушения  $l_n$  в лаве  $l_n$ .

$$k_o = 1 - 0,25 \frac{l_n}{l_a}.$$

В настоящее время данные типы механизированной крепи и очистных комбайнов промышленностью не производятся и угледобывающими предприятиями не применяются.

Таким образом, проектирование горных работ ведется по устаревшим методикам, без применения результатов современных научных достижений для решения практических вопросов разработки месторождений полезных ископаемых. Оборудование, указанное в руководящих документах по проектированию, устарело и в настоящее время промышленностью не выпускается. В связи с этим возникла необходимость разработки новых методик и руководств, учитывающих характеристики современного высокопроизводительного оборудования. В данном случае результаты расчетов будут обоснованы и в них будут учтены все условия работы оборудования.

В связи с развитием горных работ и ухудшением горно-геологических условий эксплуатации месторождений возникает множество факторов, оказывающих значительное влияние на ведение горных работ. Прогноз и анализ изменчивости данных факторов имеет большое значение для дальнейшего эффективного функционирования угледобывающих предприятий, так как позволяет своевременно реагировать на изменение условий работ и принимать необходимые меры по снижению их отрицательного влияния на процессы добычи угля.

В 1996 г. ИГД им. А.А. Сковчинского была разработана методика «Нагрузки на очистные забои действующих угольных шахт при различных горно-геологических условиях и средствах механизации выемки». В указанном документе расчет нагрузки на очистной забой ведется с учетом поправочных коэффициентов на сложные горно-геологические условия ведения очистных работ к базовым нагрузкам. К сложным горно-геологическим условиям относятся разрывные геологические нарушения, труднообрушаемые основные кровли, полости пород непосредственной кровли, образующиеся в зоне выемки, обводненность очистного забоя. Однако, данная методика не является нормативным документом и при проектировании горнодобывающих предприятий не применяется.

Транспортирование угля от очистных забоев по горизонтальным и наклонным выработкам выемочного участка предусматривается производить ленточными конвейерами: 1Л80, 2Л80, 1Л100, 2ЛТ100, 1ЛУ120, 2ЛУ120, находящимися в серийном производстве.

Для перевозки материалов и оборудования для обслуживания очистных забоев рекомендуется применять:

- при углах наклона до 6° – монорельсовые дороги с канатной тягой (4ДМК, 6ДМК) или с подвесными дизелевозами (ДМВ38), моноканатные грузолюдские дороги, напочвенные дороги;

- при углах наклона от 6 до 12° - монорельсовые дороги с канатной тягой (4ДМК, 6ДМК) или с подвесными дизелевозами (ДМВ38), моноканатные грузолюдские дороги, а при отсутствии указанного оборудования для временного использования – одноконцевую канатную откатку вагонеток;

- при углах наклона от 12 до 18° - одноконцевую канатную откатку вагонеток, монорельсовые дороги с канатной тягой или с подвесными дизелевозами;

- при углах наклона свыше 18° - одноконцевую канатную откатку вагонеток.

Расчет основного и вспомогательного транспорта производится согласно «Основным положениям по проектированию подземного транспорта для новых и действующих угольных шахт» (Москва, 1986г.). В связи с вышеизложенным, необходимо указанный документ пополнить новыми типами подземного транспорта.

Большая часть литературы по проектированию шахтного транспорта является устаревшей и методики расчета основного и вспомогательного транспорта для угольных шахт не учитывают технические характеристики современного высокопроизводительного оборудования [2, 3 и др.].

Исходя из вышеизложенного, можно сделать вывод, что проектирование горных работ ведется по устаревшим методикам, без применения результатов современных научных достижений для решения практических вопросов разработки месторождений полезных ископаемых, а также в настоящее время практически отсутствует проектная документация, соответствующая современному уровню развития техники и технологии в угольной промышленности.

Исходя из вышеизложенного, можно сделать вывод, что совершенствование существующих и разработка новых нормативных документов по проектированию горных предприятий следует вести в следующих направлениях.

1. Переход от аналитических зависимостей к моделированию (в том числе с использованием компьютерной техники) технологических процессов и технико-экономических показателей с максимально возможным учетом специфики горно-геологических и горнотехнических условий.

2. Гармонизация нормативной базы для определения технико-экономических показателей по всем подсистемам технологической схемы шахты, при особом приоритете методологии оценки ограничений нагрузки на очистной забой по газовому фактору.

3. Отход от централизованной разработки нормативных документов в пользу региональных научных центров и проектно-конструкторских организаций крупных угольных компаний при безусловном приоритете законодательства Российской Федерации в области промышленной безопасности.

4. Совершенствование нормативных документов в части повышения эффективности использования недр, что может актуализировать разработку технических решений по отработке запасов в неблагоприятных горно-геологических условиях.

#### Список литературы

1. Основные положения по проектированию подземного транспорта для новых и действующих угольных шахт. М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1986. – 355 с.
2. Конвейеры ленточные шахтные: методика расчета ОСТ 12.14.130-79-М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1980 – 65 с.
3. Руководство по проектированию, оборудования и эксплуатации канатной откатки вспомогательных грузов в участковых выработках шахт – Прокопьевск: КузНИУИ, 1993. – 84 с.
4. Пейсахович Г.Л. Справочник по шахтному транспорту / Г.Л. Пейсахович, И.П. Ремизов – М.: Недра, 1977. – 565 с.
5. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. Часть 2. Пояснительная записка – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1979. – 244 с.

УДК 519.876.5:622.261.5

### **АЛГОРИТМ ВЫБОРА ОПТИМАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ШАХТЫ С УЧЕТОМ ПОТЕРЬ УГЛЯ**

*Шкредова Н.С., Гаврилов Б.И.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Возможность конструировать большое число вариантов технологических схем разработки угольных месторождений путём изменения многих количественных параметров шахты приводит к тому, что проект строительства шахты и ее развития становится управляемой многовариантной системой. Выделить из этого множества вариантов оптимальный (или совокупность оптимальных) по стоимостным критериям возможно лишь с помощью построения экономико-математических моделей технологических схем и их исследования. Такой

подход дает проектировщикам ключ к пониманию качественных и количественных особенностей управления процессом поиска и выбора оптимальных (или рациональных) проектных решений на основе варьирования в пространстве состояний этих объектов.

Для исследования экономико-математических моделей используется математический аппарат исследования операций. Одним из разделов исследования операций является теория графов [1]. В работе [2] использован аппарат теории графов для выбора оптимальных технологических схем гидрошахт.

Каждая технологическая схема добычи включает конкретные схемы выемки, транспорта, подъёма, транспорта на поверхности. Совокупность возможных технологических схем, выбранных для сравнения, можно представить графом.

Примерный граф, иллюстрирующий комплекс технологических процессов и связей, т.е. совместимость отдельных технологических решений, приведён на рисунке 1.

На этом графе круги обозначают концы одних звеньев технологии и начало других, а дуги между ними – возможность перехода (совместимость) из одного звена в другое.

Как видно из рисунка 1 граф технологических схем, принятый для примера, включает 6 вариантов отбойки угля, 3 – навалки, 3 – доставки, 3 – подземного транспорта, 7 – подъёма и 2 – транспорта на поверхности. По представленному графу можно получить  $6 \cdot 3 \cdot 3 \cdot 3 \cdot 7 \cdot 2 = 2268$  технологических схем, включая в каждую из них по одному варианту способов отбойки, навалки, доставки и т.д.

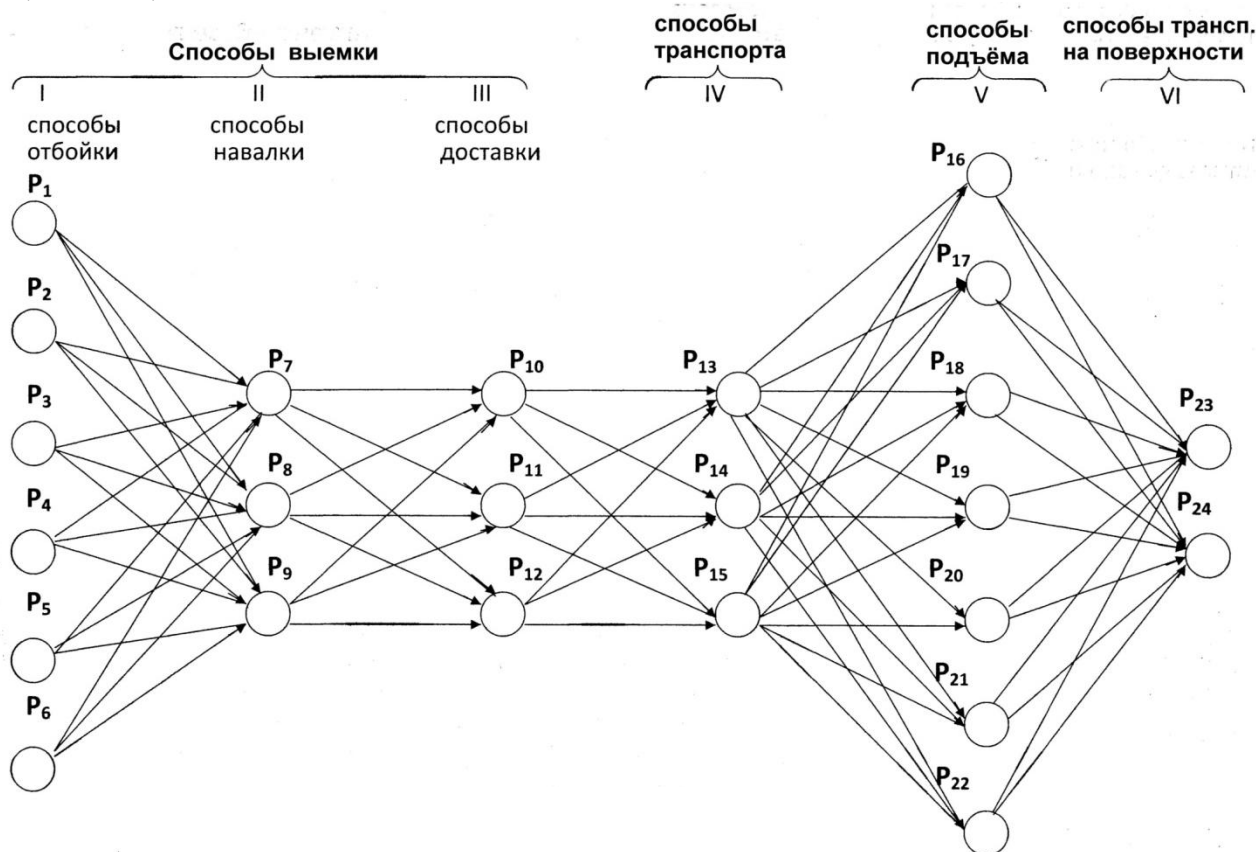


Рисунок 1 - Граф технологических схем шахты

Необходимо из множества технологических схем найти оптимальную технологическую схему, с учётом совместимости конкретных способов выемки, отбойки и т.д. При решении задачи учитывалась возможность возникновения затрат между соседними процессами технологической цепи. Затраты каждого пункта должны быть указаны не в самом пункте, а на входящей в этот пункт коммуникации. Это связано с тем, что изменение затрат в некоторых пунктах влечёт за собой изменение затрат в других пунктах и поэтому каждый пункт может иметь затраты не одного вида, а столько различных видов затрат, сколько коммуника-

ций входят в него. Если затраты, указанные на всех коммуникациях, входящих в данный пункт, постоянны и если это условие выполнено для каждого пункта сети, то задача значительно упрощается.

Особенностью рассматриваемой задачи в настоящей работе является то обстоятельство, что каждая составляющая технологической схемы характеризуется определённым коэффициентом извлечения угля. Поэтому для выбора оптимальной технологической схемы был разработан математический алгоритм, учитывающий влияние коэффициента извлечения угля по отдельным процессам. В качестве критерия оптимизации были приняты затраты, отнесённые на 1 т промышленных запасов.

Пусть представленный на рисунке 2 граф иллюстрирует комплекс технологических процессов и связей. Назовем точки, обозначенные кружками - пунктами, а прямые их связывающие - коммуникациями. В верхней части прямоугольников на коммуникациях указаны затраты при переходе из пункта  $P_{i_m}$  в пункт  $P_{i+1, r}$ . В нижней части прямоугольников указаны коэффициенты извлечения угля в долях единицы при переходе из пункта  $P_{i_m}$  в пункт  $P_{i+1, r}$ . Нужно выбрать такую технологическую схему, включающую пункты  $P_{11}$  и  $P_{61}$ , для которой затраты на 1т промышленных запасов были бы минимальными. Такую технологическую схему назовем оптимальной технологической схемой.

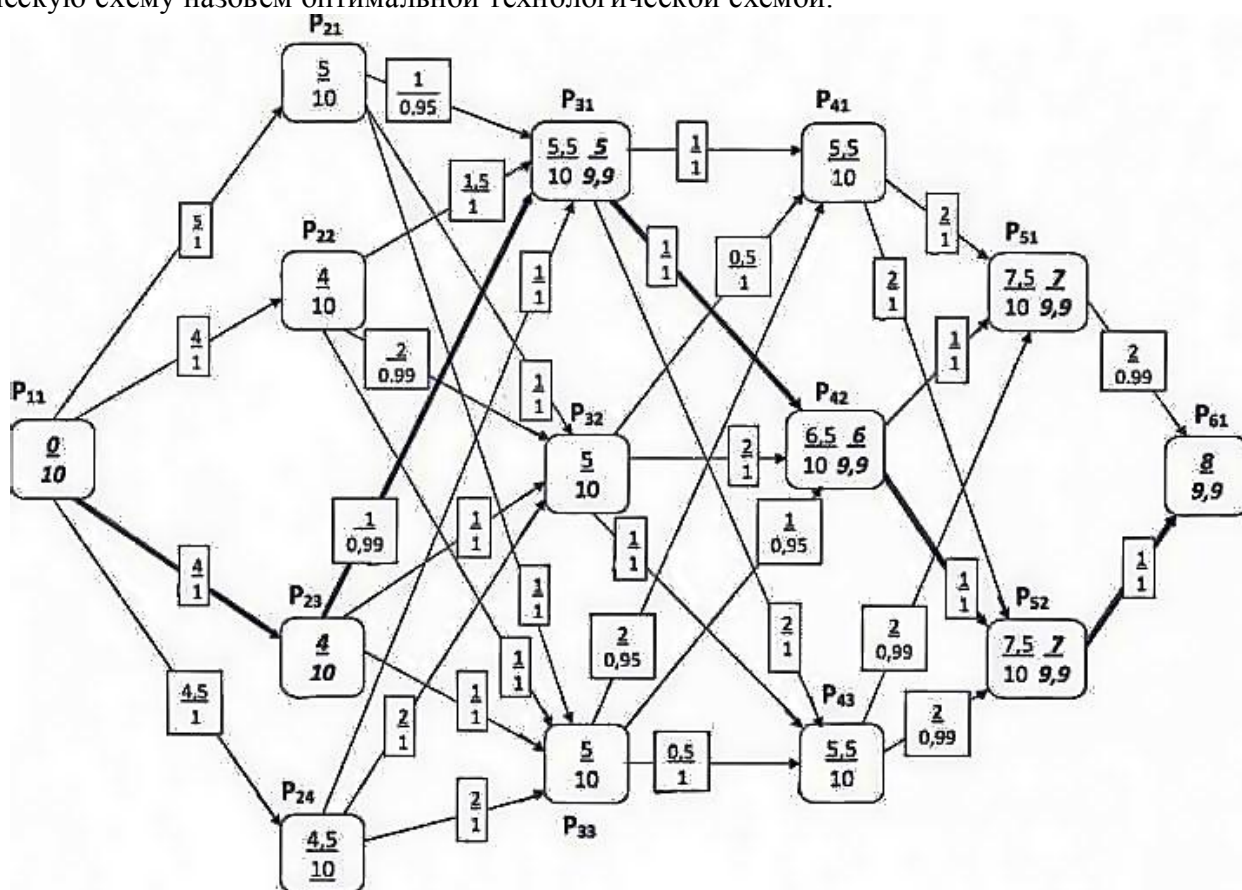


Рисунок 2 - Расчётный граф технологических схем шахты, учитывающих коэффициент излучения угля по отдельным процессам

Будем считать, что в отправном пункте  $P_{11}$  указаны затраты по данному процессу в верхней части кружка, а балансовые запасы в нижней его части.

Очевидно, что из пункта  $P_{11}$  в пункт  $P_{61}$  можно попасть за конечное число шагов. На первом шаге из пункта  $P_{11}$  можно пройти в пункты  $P_{21}$ ,  $P_{22}$ ,  $P_{23}$ ,  $P_{24}$ , связанные с пунктом  $P_{11}$  одной коммуникацией. Подсчитаем затраты на 1т промышленных запасов, например, в пункте  $P_{21}$ . Для этого затраты на коммуникации  $K_{11,21}$  сложим с затратами в верхней части



кружка (пункт  $P_{11}$ ) и результат запишем в верхнюю часть кружка в пункте  $P_{21}$ . Чтобы получить промышленные запасы в пункте  $P_{21}$ , умножим балансовые запасы, указанные в пункте  $P_{11}$ , на коэффициент извлечения угля на коммуникации  $K_{11,21}$  и результат запишем в нижнюю часть кружка в пункте  $P_{21}$ . На втором шаге из пунктов  $P_{21}, P_{22}, P_{23}, P_{24}$ , можно попасть в пункты  $P_{31}, P_{32}, P_{33}$ . Подсчитаем затраты при переходе из пункта  $P_{11}$ , например, в пункт  $P_{31}$  по маршруту  $P_{11}, P_{21}, P_{31}$ . Для этого затраты на коммуникации  $K_{21,31}$  сложим с затратами расположенными в верхней части кружка в пункте  $P_{21}$ . Промышленные запасы в пункте  $P_{31}$ , получим путем умножения коэффициента извлечения угля на коммуникации  $K_{21,31}$  на запасы в пункте  $P_{21}$ . Повторим аналогичные операции для коммуникаций  $K_{22,31}, K_{23,31}, K_{24,31}$ , входящих в пункт  $P_{31}$ . Из полученных результатов на коммуникациях выберем те, у которых одновременно затраты и промышленные запасы меньше, а затраты на 1т промышленных запасов больше, чем на какой-либо другой коммуникации, а также выберем те результаты, у которых одновременно затраты больше, а промышленные запасы меньше, чем на какой-либо другой коммуникации. Выбранные результаты дальнейшему рассмотрению не подлежат. Оставшиеся результаты запишем в кружке пункта  $P_{31}$ , в виде дробей - в числителе затраты, в знаменателе - соответствующие промышленные запасы. Например, в пункте  $P_{31}$  записаны затраты по маршрутам  $P_{11} - P_{22} - P_{31}; P_{11} - P_{23} - P_{31}$  и соответствующие им промышленные запасы. Проводя аналогичные рассуждения на третьем, четвертом и пятом шагах для каждого из записанного в предшествующем пункте результата и выбирая на последнем шаге (в нашем случае на пятом) результат с наименьшими затратами на 1т промышленных запасов на входящих в последний пункт коммуникациях, получим затраты для оптимальной технологической схемы. Эти затраты запишем в верхнюю часть кружка в последнем пункте (в нашем случае в пункте  $P_{61}$ ) в нижней части кружка запишем соответствующие этим затратам промышленные запасы.

Чтобы выделить оптимальную технологическую схему, соединяющую пункты  $P_{11}, P_{61}$ , будем двигаться по графу от пункта  $P_{61}$  к пункту  $P_{11}$ . Из пункта  $P_{61}$  можно непосредственно пройти в пункты  $P_{51}$  и  $P_{52}$ . Промышленные запасы, указанные в нижней части кружка, в пункте  $P_{61}$ , разделим на коэффициент извлечения на коммуникации  $K_{51,61}$ . Далее из затрат в пункте  $P_{61}$  нужно вычесть затраты на коммуникации  $K_{51,61}$ . Если полученные таким образом промышленные запасы и соответствующие затраты совпадут с одним из сочетаний запасов и затрат, записанных в пункте  $P_{51}$ , то такое сочетание выделяем, а коммуникацию  $K_{51,61}$  отмечаем и переходим к рассмотрению коммуникации  $K_{52,61}$ . При несовпадении соответствующих сочетаний, коммуникацию  $K_{51,61}$  не отмечаем. В настоящем примере отмеченной оказалась коммуникация  $K_{52,61}$ , а выделенное сочетание  $\frac{7}{9,9}$ . Для дальнейших рассуждений в качестве исходного рассматривается выделенный результат в пункте  $P_{52}$ . Может случиться, что отмеченной оказалась не одна коммуникация, а несколько. В этом случае рассмотрению подлежат все отмеченные коммуникации.

Рассуждая аналогичным образом на каждом шаге, получим связную последовательность (последовательности) отмеченных коммуникаций. Выделяя их каким-либо образом, получим оптимальную технологическую схему (или ряд равноценных схем), связывающих пункты  $P_{11}$  и  $P_{61}$ , найденную с учётом влияния потерь угля. В нашем примере оптимальная технологическая схема проходит через пункты  $P_{11}, P_{23}, P_{31}, P_{42}, P_{52}, P_{61}$ .

Как известно, потери угля вызывают рост затрат на 1т промышленных запасов, учитываемых не только по процессам на выемочном поле, но и вне выемочного поля (дополнительные затраты по амортизации основных фондов, затраты на расширение мощности строи-

тельных организаций). Ущерб от потерь внутри выемочного поля автоматически учитывается при выполнении действий по вышеописанному алгоритму. Ущерб вне выемочного поля необходимо прибавлять к затратам по процессам, вызывающим соответствующие потери, т.е. относить к соответствующим коммуникациям.

Предлагаемый алгоритм позволяет из большого множества возможных вариантов технологических схем выбрать одну оптимальную технологическую схему или несколько равных по затратам технологических схем. Если ни одна из них не устраивает при принятии решения, то незначительной корректировкой алгоритма можно выбрать несколько наиболее экономичных технологических схем а, также, поскольку оптимальное решение известно, можно оценить любую технологическую схему, которую хотелось бы принять при конкретном проектировании.

В качестве критерия оптимизации были приняты затраты, отнесенные на 1т. промышленных запасов. Можно использовать и другие критерии: трудоёмкость, общие приведённые затраты и др.

#### Список литературы

1. Вентцель Е.С. Исследование операций - М.: Советское радио, 1972. - 552 с.
2. Теодорович Б.А. Определение оптимальных технологических схем гидрошахт /Б.А.Теодорович, Н.С. Шкредова, В.Я. Катюхин // Технология добычи угля подземным способом: Сб. научных трудов / ЦНИЭИуголь – Москва, 1970, № 1.

УДК 622.67:681.53-83(07)

### **ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМЫ ТИРИСТОРНОГО АСИНХРОННОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА ДЛЯ ШАХТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК**

*Вавиловский В.И., Харитонов В.П.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

**Фактор надежности функционирования системы привода при оценке экономической эффективности.** Надежность функционирования системы электропривода существенно влияет на пропускную способность в экономичность работы скиповых шахтных подъемных установок (ШПУ), так как простои, вызванные ее отказами, приводят к значительному экономическому ущербу, величина которого для подъемов с производительностью 1 млн.т в год составляет  $80 \div 200$  млн.руб. Для подъемных установок, оборудованных асинхронным электроприводом с релейно-контакторной схемой управления, на долю электросиловой части, аппаратуры управления и сигнализации приходится соответственно до 30% от общего числа отказов. При этом для электросилового оборудования характерен сравнительно частый выход из строя электромеханического реверсора (22,1%) и магнитной станции; (38,4%). Параметр потока отказов для этой системы привода составляет  $\lambda = 9,86 \cdot 10^{-3} 1/ч$ , а вероятность безотказной работы за 100 часов равна  $P(100)=0,167$ .

Приведенные показатели свидетельствуют о низком уровне надежности применяемых на подъемах систем асинхронного привода. Тиристорный асинхронный привод со смешанным управлением двигателя ШПУ имеет более высокие показатели надежности, тем реостатный и АВК. Так вероятность безотказной работы его  $P(100)=0,9$ , что в 5,4 раза выше, чем у реостатного, а параметр потока отказов  $\lambda \leq 0,9 \cdot 10^{-3} 1/ч$ , в то время как для АВК  $\lambda = 3,64 \cdot 10^{-3} 1/ч$ .

В связи с этим применение рекомендуемой системы привода позволяет значительно снизить ущерб от простоев подъемной установок, которая определяется по формуле

$$M\langle \Psi \rangle = K_p \cdot \gamma \cdot C_y \cdot K_H \cdot Q_T \cdot \lambda \cdot \tau_{ПР.СР} \cdot K_{ВТС},$$

где  $M\langle \Psi \rangle$  - математическое ожидание убытков от простоев ШПУ в результате отказов системы привода;  $K_p$  - коэффициент, учитывающий затраты на дополнительные ремонты, принимается равным  $1,03 \div 1,08$ ;  $\gamma$  - коэффициент, учитывающий долю условно-постоянных расходов в себестоимости продукции, принимается равным  $0,4$ ;  $C_y$  - себестоимость одной тонны добываемого угля, тыс.руб./т по данным АО «УК Кузнецк уголь» принимается равной  $850-900$ руб./т;  $K_H$  - коэффициент использования подъемной установки, принимается равным  $0,45$ ;  $Q_T$  - годовая производительность подъема, т/год;  $\lambda$  - параметр потока отказов системы привода,  $1/ч$ ;  $\tau_{ПР.СР}$  - среднее время простоев ШПУ в результате возникновения одного отказа в системе привода, принимается равным  $0,74ч$ ;  $K_{ВТС}$  - коэффициент влияния технологических связей, принимается равным  $0,72$ .

При всех прочих равных условиях ущерб от простоев подъема с тиристорным асинхронным приводом почти в 10 раз меньше, чем с реостатным и в 4 раза по сравнению с АВК.

**Определение экономических показателей проектируемой системы привода.** Определение экономического эффекта от применения автоматизированного тиристорного асинхронного привода на ШПУ выполняется в сравнении его экономических показателей с аналогичными показателями АВК и реостатного привода с релейно-контакторной схемой управления асинхронным двигателем как базового варианта.

В результате исследования экономических показателей сравниваемых систем приводов для одноканатных ШПУ с высотой подъема от 200 до 500 м, грузоподъемностью сосуда от 3 до 12 тонн и мощностью привода до 1600кВт. Путем экстраполяции данных этих таблиц для конкретного привода с принятой в проекте мощностью электродвигателя, высоты подъема и грузоподъемности сосуда вычислялся стоимость электрооборудования и эксплуатационные расходы по элементам, а ущерб от простоев подъема находится по вышеизложенной методике.

На основании полученных данных производится анализ показателей и определяется экономический эффект от применения тиристорного привода по формуле

$$\Delta \mathcal{E} = S_2 + M\langle \Psi \rangle_2 - S_1 - M\langle \Psi \rangle_1,$$

где  $S_1; S_2$  - суммарные затраты сравниваемой системы привода (тиристорного привода или АВК) и реостатного привода, принятого за базовый вариант;  $M\langle \Psi \rangle_1; M\langle \Psi \rangle_2$  - соответственно убытки от простоев в результате отказов электросилового оборудования сравниваемой системы привода и базового варианта.

Суммарные затраты определяются по формуле

$$S_{1,2} = \mathcal{E} + E_H \cdot K,$$

где  $\mathcal{E}$  - эксплуатационные расходы по основным элементам, тыс.руб./год;  $K$  - капитальные затраты (стоимость электрооборудования привода с учетом монтажа, доставки и других непредвиденных расходов), тыс.руб.  $E_H$  - нормативный коэффициент окупаемости капиталовложений, по данным кафедры «Экономика и управление горными предприятиями» (ЭиУГП) принимается равным  $0,15$ .

Расчет сроков окупаемости дополнительных капиталовложений производится по выражению

$$T_{ок} = \frac{K_2 - K_1}{Z_1 - Z_2},$$

где  $K_1; K_2$  - капиталовложения соответственно в базовый вариант и рассматриваемый привод, руб.;  $Z_1; Z_2$  - затраты, учитывающие эксплуатационные расходы и ущерб от простоев сравниваемых систем приводов, руб/год.

Для системы тиристорного электропривода величина срока окупаемости дополнительных капиталовложений равна 0, так как капиталовложения в тиристорный привод меньше, чем реостатный.

Анализ экономических показателей позволяет установить, что стоимость электрооборудования тиристорного привода ниже, чем двух других систем. Более низкие затраты на оборудование тиристорного привода связаны с применением мощных современных тиристорov, имеющих невысокую стоимость. Применение АВК связано с большими капитальными затратами, так как в этом случае необходимы дорогостоящие преобразователи серии ПАВК. Сравнение эксплуатационных расходов по элементам показывает, что заработная плата обслуживающего персонала при тиристорном приводе за счет применения более надежных средств автоматизации и тиристорной схеме управления двигателем, выполненных на бесконтактных элементах, значительно ниже, чем при реостатном и АВК; автоматизированные отчисления распределяются соответственно затратам по стоимости электрооборудования; стоимость электроэнергии за год при применении АВК ниже, чем при тиристорном и реостатном приводах. В целом по суммарным эксплуатационным расходам и уровню капиталовложений наиболее выгодным является применение тиристорного привода.

Экономический эффект от внедрения этого привода на подъемах с мощностью асинхронного двигателя 250-1600кВт и сравнении с реостатным варьирует в пределах от 216 тыс.руб. до 490 тыс.руб., а с АВК составляет от 125 тыс.руб.

Из приведенного анализа следует, что тиристорный асинхронный привод со смешанным управлением асинхронным двигателем может быть рекомендован при проектировании и реконструкции подъемов.

В качестве САР скорости рекомендованы к применению ПИ-регуляторы.

#### Список литературы

1. Разработка и внедрение систем автоматического управления наклонным скиповым подъемом на базе тиристорного асинхронного электропривода для шахты «Ноградская» комбината «Прокопьевск уголь». Технический отчет СМИ, научный руководитель темы В.И. Вавиловский. Шифр работы 4-73. ГР № 73028595. Новокузнецк, 1975. – 128с.
2. Разгильдеев Г.И., Вавиловский В.И., Ямалутдинова Н.А., Ямалутдинов Р.Г. эксплуатационная надежность шахтных подъемных установок. – Угольное машиностроение. 1977. № 6, с. 11-12
3. Бесекерский В.А., Попов Е.П. теория систем автоматического регулирования. – М.: Наука, 1975. – 767с.
4. Вавиловский В.И., Ямалутдинов Р.Г., Лившец В.И. Пути повышения экономичности работы сктовых подъемов шахт Кузбасса. – Экономика угольной промышленности, 1976, № 4, 7с.

УДК 517.977.1:332.145

#### **РАЗРАБОТКА МЕХАНИЗМА УПРАВЛЕНИЯ СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКИМИ СИСТЕМАМИ РЕСУРСНОГО РЕГИОНА**

**Новичихин А.В.**

**ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»**

**г. Новокузнецк, Россия**

Методологической основой управления социально-экономическими системами ресурсного региона РФ является социально ориентированный воспроизводственно-диверсификационный подход, учитывающий изменение природно-ресурсного потенциала, на основе взаимосвязей субъектов РФ (или полюсов роста), дающий возможность комплексно рассматривать их поведение с позиций новых задач социально-экономического развития.

Механизм управления социально-экономическими системами реализуется посредством социально-экономического программирования [1], под которым понимается система действий по структурным социально-экономическим преобразованиям субъекта РФ, направленным на устойчивое повышение качества жизни населения по сравнению со среднероссийским. Данная система состоит из следующих составляющих:

- диагностика социально-экономического состояния и прогнозирование развития ресурсного региона;
- разработка программ социально-экономического развития ресурсного региона;
- согласование интересов согласование интересов активных агентов ресурсного региона между собой и с государственными органами власти;
- механизм реализации социально-экономических программ;
- мониторинг социально-экономического развития ресурсного региона.

На рисунке представлена концепция управления социально-экономическими системами ресурсного региона.

Важнейшим этапом социально-экономического программирования является разработка программ социально-экономического (регионального) развития топливдобывающего субъекта РФ. В настоящее время в России накоплен значительный опыт разработки региональных программ развития разного уровня. Несмотря на специфику развития отраслей промышленности, хозяйственных комплексов и территорий, разработка программ проводится на единой методологической основе.

Решение многокритериальных задач принятия решений в условиях неточной и неполной информации (неопределенности) представляет интерес во многих сферах человеческой деятельности. Постоянно растущее число публикаций, посвященных созданию различных алгоритмов и методов принятия решений, свидетельствует об актуальности данного научного направления в настоящее время. Различные методы позволяют раскрыть особенности изучаемого объекта с разных сторон.

В процессе прогнозирования социально-экономического развития приходится преодолевать различного рода неопределенности. Предлагается использование регулирующего байесовского подхода и технологии байесовских интеллектуальных измерений, позволяющих осуществить синтез информационных потоков в условиях разноаспектной, неточной и нечеткой информации. Основное выражение байесовских интеллектуальных измерений [2, 3]:

$$h_{k,t} | MX_{k,t} = \underset{h_{k,t}}{\operatorname{argmin}} C[h_{k,t}(x_{i,t} | \mathcal{H}_{i,t})], \text{ при } y_{i,t} = A_{i,t} * M_{i,t} * B_{i,t}, \quad (1)$$

где  $\{h_{k,t}\}$  – список результатов, апостериорная достоверность каждого из которых определяется вероятностью  $P_k$ ;  $C$  – оптимизирующее решающее правило выбора решения по алгоритму  $\phi_{j,t}$  из множества алгоритмов  $\Phi_{j,t}$  при наборе данных  $x_{i,t}$  и условий измерений  $y_{i,t}$ , состоящие из динамических потоков априорной информации  $A_{i,t}$ , метрологических требований  $M_{i,t}$  и императивов (ограничений)  $B_{i,t}$ .

Основные компоненты, которые учитываются в модели функционирования ресурсного региона – ресурсно-промышленные ( $S^{pn}$ ), экономические ( $S^{экон}$ ), экологические ( $S^{экол}$ ) и социальные ( $S^{соц}$ ).

Модель  $S^p_i$  ресурсного региона можно представить в следующем виде:

$$S^p_i = S^{pn}_i * S^{экон}_i * S^{экол}_i * S^{соц}_i, \quad (2)$$

где  $*$  – символ байесовской свертки, реализуемой по формуле:

$$P(h_k | x_i | y_i) = \frac{P(h_{k-1} | x_{k-1} | y_{k-1}) \cdot P(h_k | x_k | y_k)}{\sum_{j=1}^n P(h_{j-1} | x_{j-1} | y_{j-1}) \cdot P(h_j | x_j | y_j)}. \quad (3)$$

Байесовские интеллектуальные измерения являются обобщением известных типов измерения (прямых, косвенных, комбинированных, статистических, алгоритмических и т.д.), при этом добавляют значимые преимущества к имеющимся достоинствам.

Таким образом, посредством предложенных методологических основ разработки механизма управления социально-экономическими системами ресурсного региона представляется возможным создание адаптивных процедур принятия управленческих решений в современных условиях (рисунок 1).

### Концепция управления социально-экономическими (СЭ) системами ресурсного региона



Рисунок 1 – Методологические принципы механизма управления социально-экономическими системами ресурсного региона

#### Список литературы

1. Новичихин А.В. Управление развитием топливдобывающих регионов: совершенствование методологии / А.В. Новичихин // Проблемы теории и практики управления. – 2007. – № 1. – С. 31 – 40.

2. Лукьянец А.А. Методология поддержки решений в управлении энергоснабжающими организациями на основе регуляризирующего байесовского подхода. Научно-практическое пособие / А.А. Лукьянец, С.В. Прокопчина. – Томск, 2006. – 196 с.

3. Недосекин Д.Д. Информационные технологии интеллектуализации измерительных процессов / Д.Д. Недосекин, С.В. Прокопчина, Е.А. Чернявский – СПб: Энергоатомиздат, 1995. – 185 с.

УДК 378.014.61

## **ИССЛЕДОВАНИЕ СУЩЕСТВУЮЩИХ МЕТОДИК УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ВУЗА**

*Дмитриева О.В., Фрянов В.Н.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Ключевой проблемой в области университетского менеджмента является построение системы управления вузом на принципах управления качеством образовательной деятельности. Задача управления качеством образовательной деятельности в соответствии с европейскими требованиями становится особенно актуальной после вхождения России в 2003 г. в число стран-участниц Болонского процесса.

Качество образовательных услуг представляет собой социально – экономическую категорию, которая выражает степень удовлетворения нужд и ожиданий потребителя с точки зрения совокупности свойств получаемых услуг и степени достижения целей и задач, которые общество ставит перед поставщиками образовательных услуг [1].

На сегодняшний день нет общепринятой точки зрения по поводу определения показателей качества образования. Сложившаяся ситуация объясняется, во-первых, отсутствием однозначного определения «качества образования», во-вторых, тем, что основные социальные группы, которые непосредственно участвуют в образовательном процессе (студенты, преподаватели, руководство вуза и работодатели), имеют разные представления о качестве образования и предъявляют к нему разные требования [2].

В настоящее время во многих вузах России в период 1998-2010 гг. созданы системы обеспечения качества образовательного процесса. В ряде вузов в таких системах есть особо разработанные элементы, которые могут быть полезны другим вузам, а именно [3]:

- система организации и управления образовательного процесса на основе кредитно-модульной («нелинейной») организации учебного процесса и стимулирующего механизма расчета заработной платы профессорско-преподавательского состава (РУДН);
- компьютерная система контроля качества организации и обеспечения учебного процесса (МИСиС(ТУ), Ивановский государственный энергетический университет, МГТУ «СТАНКИН»);
- организация учебно-воспитательной и методической работы преподавателей и кафедр (Ростовский государственный университет инженеров транспорта, Тюменский и Кабардино-Балкарский государственные университеты);
- проектно-ориентированные методы обеспечения качества образовательного процесса, основанные на принципах «TQM - Total Quality Management» (ТомПУ);
- построение систем управления качеством на основе стандартов системы управления ИСО серии 9000 (МГТУ «СТАНКИН»; МИСиС(ТУ);
- создание экспертно-аналитических центров обеспечения качества образовательного процесса (КазГУ, СПбГЭТУ «ЛЭТИ»);
- создание кафедр, программ и подготовка специалистов в области управления качеством для указанных программ обеспечения качества образовательного процесса (СПбГЭТУ «ЛЭТИ»);

- проектно-ориентированный подход к организации учебного процесса на основе принципов междисциплинарности и гибкости организационных учебно-научных структур (ННГУ).

Рассмотрим существующие методики обеспечения качества образовательной деятельности в вузах.

1. Методика, построенная на принципах тесного взаимодействия вуза и работодателей (Ижевский государственный технический университет). Для оценки качества подготовки специалистов предлагается выделить объективные (отражающие эффективность деятельности выпускника) и субъективные (отражающие экспертную оценку выпускниками и работодателями качества подготовки выпускников) критерии (рисунок 1) [4]. Оценка осуществляется после истечения трех лет со дня окончания вуза, так как согласно жизненному циклу периодизации служебно-профессионального продвижения персонала (рисунок 2) именно в этот период времени полученные в вузе теоретические знания и практические навыки влияют на результативность труда.

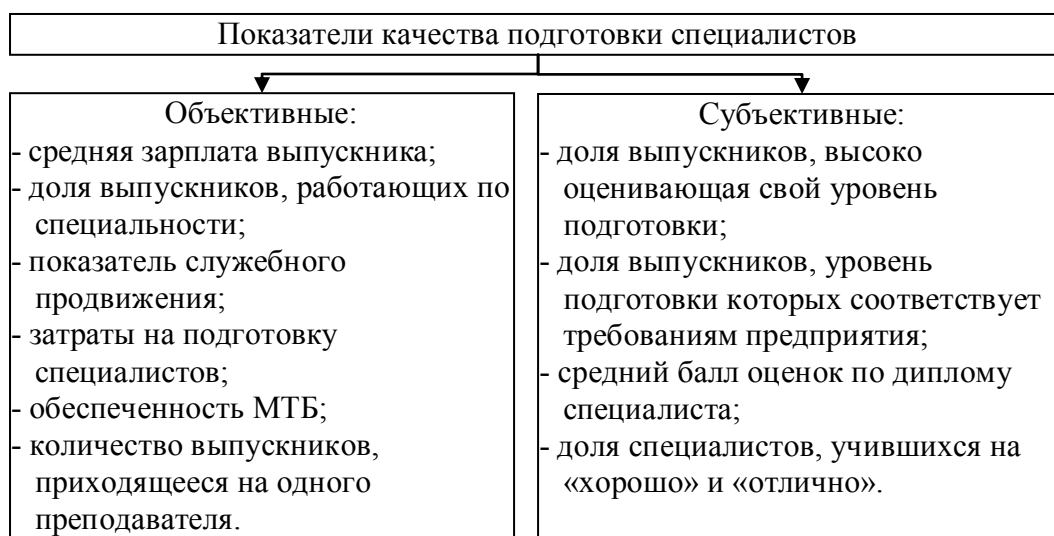
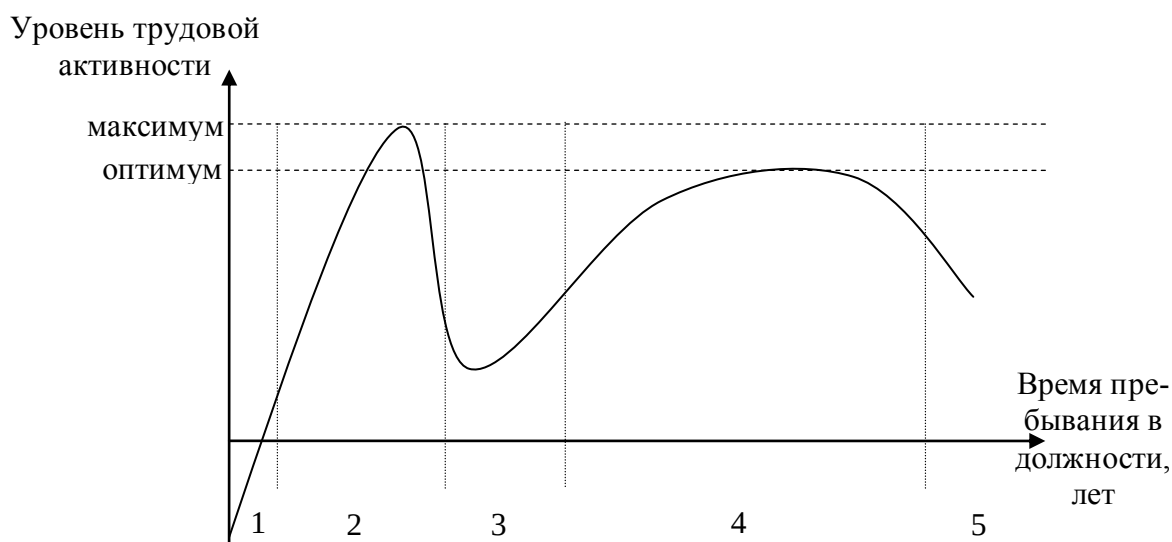


Рисунок 1 – Показатели оценки качества подготовки специалистов [4]



1- вхождение новичка в должность; 2 – сверхактивность; 3 – перегруженность;

4- оптимальная производительность; 5 – спад деловой активности

Рисунок 2 – Жизненный цикл периодизации служебно-профессионального продвижения персонала [4]



2. Методика, основанная на построении системы сбалансированных показателей, по которым оценивается деятельность вуза. Методика построения системы сбалансированных показателей, предложенная Д. Нортон и Р. Копланом, представляет собой инструмент, позволяющий миссию и стратегию вуза представить в виде набора показателей деятельности, которые выступают основой для стратегического управления и контроля [5]. Авторами [6] предложена модель системы менеджмента качества на основе сбалансированных показателей (рисунок 3), основанная на реализации стратегии по пяти перспективам деятельности (для каждой перспективы задается набор стратегических целей, выраженных в показателях деятельности, сбалансированность обеспечивается наличием взаимосвязей между различными группами показателей):

Перспектива I (финансы и экономика) обеспечивает в материальном плане возможность достижения целей вуза.

Перспектива II (тест-центр «Качество»), осуществляет контроль за студентами (качество знаний, навыков и умений), выпускниками, преподавателями и сотрудниками; контроль и оценка качества образования и научно-исследовательской деятельности; разрабатывает методики, показатели и критерии оценки качества.

Перспектива III (внутренние процессы), нацелена на обеспечение непрерывного качества образовательной и научно-исследовательской деятельности; повышает рыночную востребованность выпускников и НИП.

Перспектива IV (персонал), обеспечивает повышение квалификации персонала, учебно-методическую и опытно-лабораторную базу.

Перспектива V (рынок и партнерство), поддерживает конкурентоспособное положение вуза на рынке и его имидж; расширение рынков и объемов сбыта; повышение степени удовлетворенности потребителей.



Рисунок 3 – Модель системы менеджмента качества вуза на основе концепции сбалансированных показателей [6]

Согласно рассмотренной модели оценка качества может производиться на различных уровнях образовательного учреждения: уровень вуза, уровень факультета, уровень кафедры или структурного подразделения.

3. Методика, предполагающая построение системы менеджмента качества на основе рейтинговой оценки деятельности ППС, структурных подразделений и образовательных

программ. Рейтинг вуза складывается из двух глобальных критериев: потенциал и активность (имеют весовой коэффициент  $W=0,5$ ), которые в свою очередь состоят из критериев второго уровня (рисунок 4).

Таким образом, на сегодняшний день не существует однозначной трактовки понятия качество в сфере высшего образования. В настоящее время можно выделить три группы методик обеспечения качества образовательной деятельности в высших учебных заведениях. В первую группу входят методики, основанные на организации взаимосвязи между вузом и работодателем в целях получения показателей оценки подготовки специалиста; во вторую - методики, основанные на построении системы менеджмента качества вуза на основе концепции сбалансированных показателей, т.е. когда миссия и стратегия вуза представляется в виде набора показателей деятельности вуза и в третью группу - методики оценки результатов деятельности преподавателей и подразделений вуза на основе критериев рейтинговой оценки.

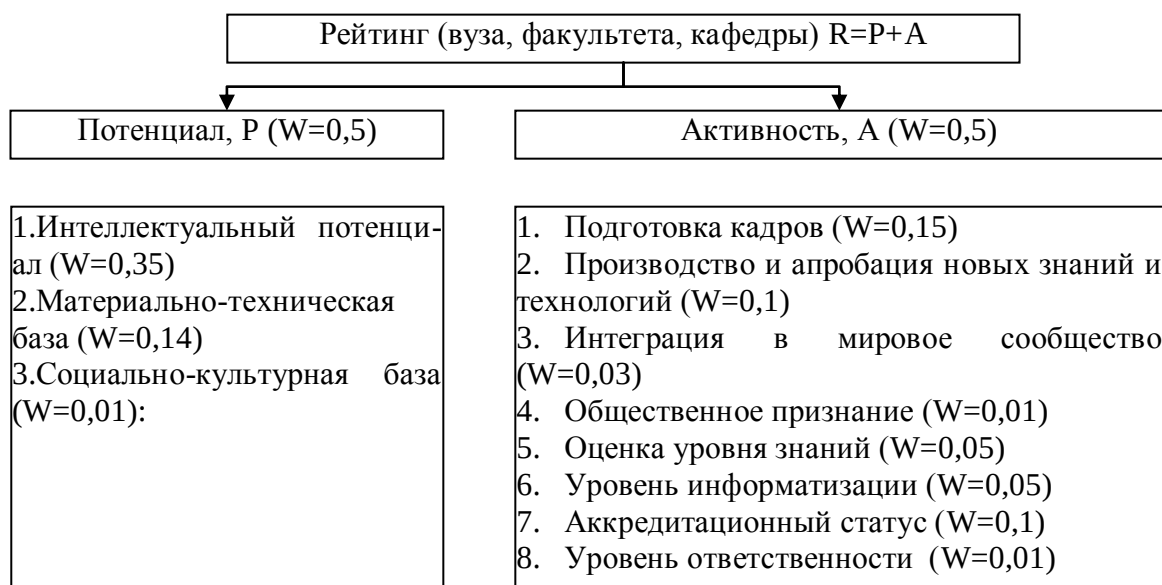


Рисунок 4 - Структура критериев рейтинговой оценки [7, 8]

Итак, в результате проведенного анализа установлено, что существующие методики ориентированы либо на взаимосвязь с выпускниками и работодателями, либо на выполнение стратегических планов вуза, либо на достижение определенных показателей деятельности, т.е. в настоящее время отсутствует универсальная методика оценки качества образовательной деятельности, которая бы не только обеспечивала четкую взаимосвязь между стратегическими планами развития вуза и показателями деятельности преподавателей, отделов и кафедр, но и учитывала мнения работодателей и выпускников.

Для получения наиболее полной оценки результатов научно-исследовательской деятельности вуза целесообразно применять существующие методики в совокупности.

#### Список литературы

1. Анализ мировых тенденций развития научно-образовательной деятельности: Аналитический обзор / Е. В. Вашурина, Н. В. Дрантусова, Я. Ш. Евдокимова, И. А. Майбуров. – Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2006. – 219 с.
2. Бурков В.Н. Механизмы управления в сетевых структурах / В.Н. Бурков, Н.А. Кузнецов, Д.А. Новиков // Автоматика и телемеханика. – 2002. - №12. – С.96-115.
3. Управление в высшей школе: опыт, тенденции, перспективы / В.М. Филиппов, Б.Л. (руководитель авторского коллектива). – М.: Логос, 2006 – 488 с.
4. Ибрагимов А.У. Состояние и перспективы взаимодействия предприятия и образовательных учреждений в сфере подготовки специалистов по управлению качеством / А.У.

Ибрагимов, О.М. Пермикова, Л.А. Ибрагимова // Университетское управление: практика и анализ. – 2007. - №3. – С. 77-83.

5. Kaplan R.S. The balanced scorecard measures that drive performance / R.S. Kaplan, D.P. Norton // Harvard Business Review. – 1992. – Jan.-Feb.

6. Переверзев В. Формирование системы менеджмента качества вуза на основе концепции сбалансированных показателей / В. Переверзев, С. Фомин // Высшее образование в России. – 2007. - №6. – С.18-25.

7. Лазарев Г.И. Новому содержанию образованию – новые рейтинги / Г.И. Лазарев // Университетское управление: практика и анализ. – 2006. - №6. – С. 40-45.

8. Ершов Е. Система менеджмента качества / Е.Ершов, Г.Комкова, В. Шаратинова // Высшее образование в России. – 2005. - №11. – С.51-56.

УДК 622.273.3

## **ОБОСНОВАНИЕ АЛГОРИТМА СИНТЕЗА И ОПТИМИЗАЦИИ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ ЗАПАСОВ ВЫРАБОТКАМИ, РАЗМЕЩЕННЫМИ ВО ВНУТРЕННИХ ОТВАЛАХ**

*Мельников С.П.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Отечественный и мировой опыт открытой разработки показывает, что наибольшая эффективность добычи полезных ископаемых достигается при освоении горизонтальных и пологих месторождений при перемещении вскрышных пород в выработанное пространство для внутреннего отвалообразования [5].

На сегодняшний день, на большинстве угольных разрезов Кузбасса функционируют либо находятся в стадии разработки технической документации (проектной) шахтоучастки – разрезочастки: разрез «Сибиргинский», разрез «Ольжерасский», разрез «Междуреченский», разрез «Моховский», разрез «Кедровский», разрез «Распадский» и т. д.

Становится понятным, что будущее развитие горнодобывающей отрасли Кузбасса не представляется без формирования новых «связок»: разрез – шахтоучасток (шахтоучасток – разрез).

На стыке землесберегающей и открыто-подземной технологий выделяется перспективное направление геотехнологии, которое позволит в определенных горно-геологических условиях повысить эффективность использования и сохранения георесурсов – технология вскрытия и подготовки запасов выработками, размещенными во внутренних отвалах. Актуальность такого направления, подтверждается фактом существования ряда статей на смежную тему по отработке локальных участков открытым способом по землесберегающей технологии отработки мощных наклонных и крутых залежей [2, 3].

Для проведения выработок в несвязных породах возможно использование забивной крепи, которая применяется, когда при проведении горных выработок не представляются возможности обнажения кровли хотя бы на величину 20-30 см, необходимую для установки крепежной рамы.

В практике известны примеры проведения горных выработок с забивной крепью со скоростью 80-100 м/мес.

В более совершенном варианте [8] проведение выработок с забивной крепью предполагается осуществлять механизировано – машиной типа «Штрек», на стреле которой установлено специальное устройство. Предложенный способ проведения предполагает формирование выработки поперечного сечения в проходке 10 м<sup>2</sup> (в свету 8,2 м<sup>2</sup>).

Кроме того, проведение выработок в слабых и нарушенных горных породах возможно с предварительным упрочнением пород [1].

Наряду с традиционной проходкой при строительстве подземных сооружений большого сечения получило достаточно широкое распространение использование элементов открытых горных работ. В качестве примера может быть рассмотрено строительство тоннеля траншейным способом в сочетании с сооружением траншейных стен буровым методом или использованием неизвлекаемых ограничителей.

Большой интерес представляет комплекс КМО2х5, предназначенный для строительства двухпутных и однопутных тоннелей открытым способом с цельносекционной обделкой и гидроизоляцией заводской готовности. Комплекс КМО2х5 позволяет разрабатывать котлованы шириной до 10,5 м с высотой крепления до 8 м в глинах, суглинках, супесях и песках [4].

Проведение выработки в уже сформированном породном отвале возможно с использованием полумеханизированных щитов для проходки тоннелей различного диаметра в неводоносных песчаных или глинистых грунтах I-IV групп при наличии валунов, а также в скальных породах с пределом прочности на сжатие до 60 МПа, либо с использованием механизированных щитов. Существует опыт применения механизированных щитов для строительства тоннелей диаметром 10-12 м и более [4].

В качестве основы для синтеза критерия оптимальности технологии подземной добычи угля при использовании выработок, сформированных в массиве внутреннего отвала, могут быть использованы следующие показатели.

Суммарные приведенные затраты:

$$K_{np.o} = K_o + \frac{K_1}{(1 + E_{н.н})^1} + \frac{K_2}{(1 + E_{н.н})^2} + \dots + \frac{K_t}{(1 + E_{н.н})^t};$$

$$C_{np.o} = \frac{C_o}{(1 + E_{н.н})^i} + \frac{C_1}{(1 + E_{н.н})^1} + \frac{C_2}{(1 + E_{н.н})^2} + \dots + \frac{C_t}{(1 + E_{н.н})^{t_c+t}},$$

где  $K_{np.o}$  и  $C_{np.o}$  – соответственно капитальные и эксплуатационные затраты, приведенные к первому году расчетного периода, руб;  $K_1, K_2, \dots, K_t$  и  $C_1, C_2, \dots, C_t$  – соответственно капитальные и эксплуатационные затраты в 1-м, 2-м, ...,  $t$ -м порядковых годах;  $t_c$  – срок службы предприятия, лет [7].

В данной формуле  $t_c$  зависит от объема балансовых запасов, годовой производственной мощности, темпа углубки горных работ, сложности горно-геологических условий.

Ставка прироста богатства (WGR)

$$WGR = \sqrt[T]{\sum_{t=0}^T \frac{CF_{T-t}(1+r)^t}{\frac{IC_t}{(1+r)^t}}} - 1,$$

где  $CF_{T-t}$  - чистый денежный поток в  $T-t$  год, руб;  $IC_t$  - инвестиции в  $t$ -м году, руб.;  $r$  – процентная ставка реинвестирования [6].

$CF_{T-t}$  зависит от производственной мощности и качественных характеристик добываемого сырья.  $IC_t$  зависит от номенклатуры применяемого оборудования, вида и количества горнокапитальных выработок, принятого порядка отработки балансовых запасов полезного ископаемого. Алгоритм синтеза технологической схемы приведен на рисунке 1.

На основе вышесказанного можно сделать следующие выводы.

1. Предлагаемое направления реализации землесберегающей технологии на основе применения вскрывающих и подготовительных выработок размещенных во внутренних отвалах представляет интерес для детальных исследований.

2. Ряд задач, возникающих при разработке алгоритма синтеза и оптимизации вскрытия и подготовки запасов выработками, размещенными во внутренних отвалах, может быть успешно решен в ходе дальнейших исследований.

3. Необходимы разработки новых критериев оптимальности, позволяющих с достаточной точностью оценить эффект от реализации открыто-подземной технологии, за основу которой принята система отвал-подземная выработка.

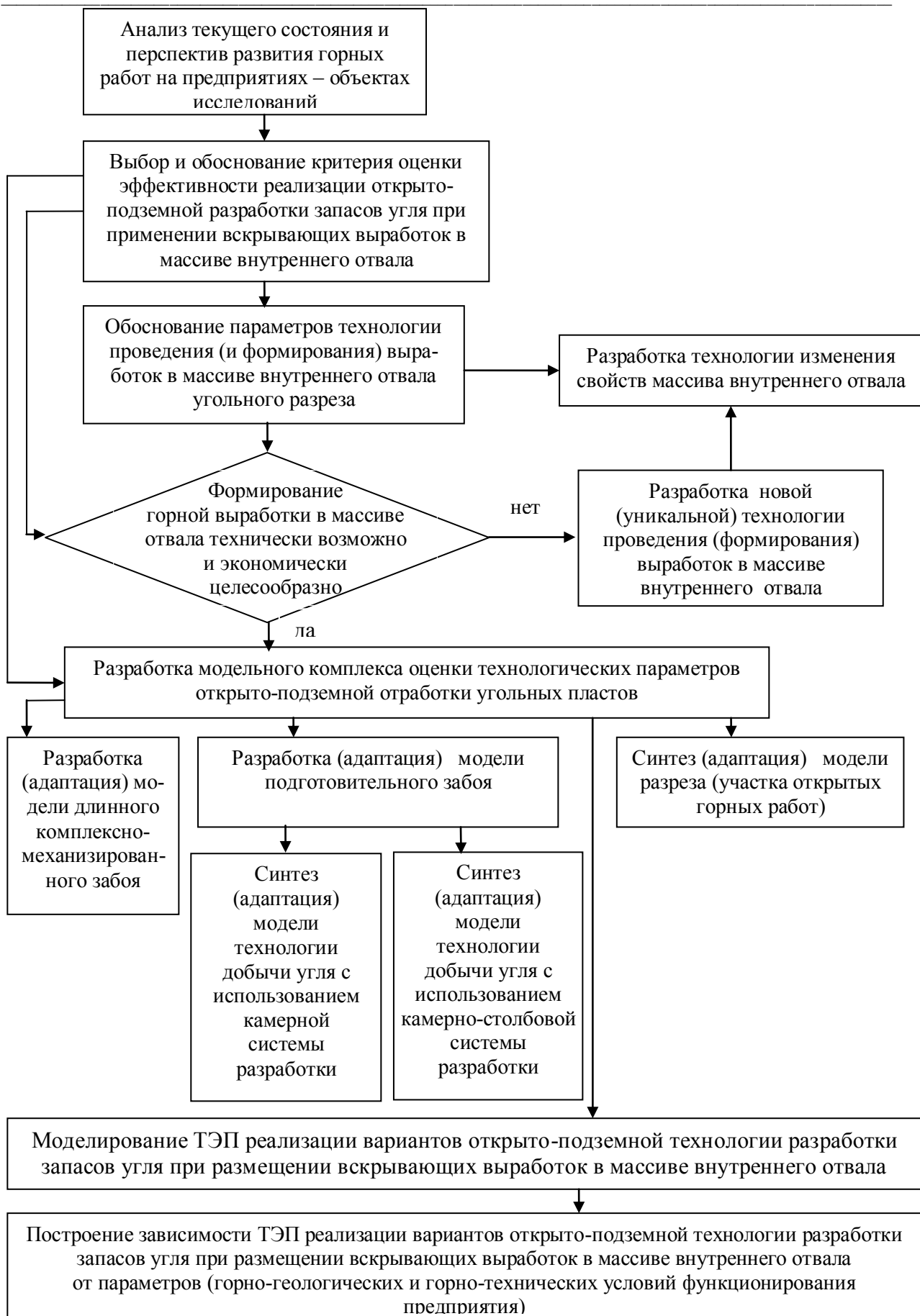


Рисунок 1 - Алгоритма синтеза и оптимизации вскрывания и подготовки запасов выработками размещенными во внутреннем отвале

Список литературы

1. Справочник. Технология и механизация проведения подготовительных выработок /П.В. Егоров, Г.Г. Штумпф, А.И. Петров и др. - М.: Недра, 1994. – 368 с.
2. Томаков П.И. Природоохранные технологии открытой разработки крутых и наклонных угольных месторождений Кузбасса/ П.И. Томаков, В.С. Коваленко //Уголь.-1992.-Ш.-С. 16-20.
3. Михальченко В.В. Землесберегающая технология отработки мощных наклонных и крутых залежей/ В.В. Михальченко, С.А. Прокопенко, В.Г. Орлов //Уголь.-1991.-К5.-С.44-46.
4. Шахтное и подземное строительство/ Б.И. Федунец, М.Н. Щуплик, Ю.Н. Малышев и др.; Под ред. Б.А. Картозия. - М.: Издательство МГГУ, 2003.-Т.2. - 815 с.
5. Справочник. Открытые горные работы/ К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Виницкий, Н.Н. Мельников.- М.: Горное бюро, 1994.-590 с.
6. Пешкова М.Х. Экономическая оценка горных проектов/ М.Х. Пешкова.- М.: Издательство МГГУ, 2003.- 422 с.
7. Бурчаков А.С. Проектирование шахт / А. С. Бурчаков, А. С. Малкин, М. И. Устинов.- М.: Недра, 1985.-399 с.
8. Проведение и поддержание выработок в неустойчивых породах / В. А. Потапенко, Ю.В. Казанский, Б.В. Цыплаков и др.-М.: Недра, 1990.-336 с.

УДК 658:622.33

# **АНАЛИЗ МОДЕЛИ УПРАВЛЕНИЯ СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ СИСТЕМОЙ СТРАНЫ**

*Смирнова М.В., Павлова Л.Д.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Системный подход к социально-экономическому прогнозированию требует оценки прогноза как части или элемента более крупной, глобальной системы. Для этого необходимо определить основную функцию прогноза. Прогноз нужен для того, чтобы предвидеть будущие события в социально-экономической системе страны и посредством определенных действий ослабить негативные последствия прогнозируемых процессов и усилить положительные тенденции, и, если возможно, изменить прогнозируемое будущее. Таким образом, прогноз нужен для того, чтобы подготовить всю необходимую информацию для принятия управленческого решения.

Динамическая модель управления социально-экономической системой (СЭС) страны (рисунок 1) определяет место долгосрочных, среднесрочных и краткосрочных прогнозов и программ, среднесрочного и краткосрочного государственных планов [1].

Такая модель управления СЭС реализуется не всеми странами. Например, такие страны, как США, Канада не разрабатывают среднесрочные планы, а вместо краткосрочного плана в большинстве стран разрабатывается государственный бюджет в котором, кроме государственных расходов и доходов, включены доходы крупных организаций.

**Этап ретроспективного анализа.** На данном этапе проводятся прогнозно-аналитические расчеты. Специфика этого этапа, в отличие от этапа текущего анализа, в том, что все аналитические расчеты по своей методике, подходу направлены на разработку прогнозов, а сам анализ называется ретроспективным, так как используются данные за ряд прошедших лет.

Целью ретроспективного анализа является подготовка (сбор, обработка и систематизация) информации о развитии СЭС и ее подсистем, о существующих тенденциях в социальных, экономических, политических и других процессах развития национальной и мировой экономики для создания достоверных, научно обоснованных прогнозов развития СЭС.



Рисунок 5 – Динамическая модель управления социально-экономической системой страны

Основные задачи, решаемые на этом этапе:

- анализ реализации федеральных, региональных и отраслевых программ, государственного плана и состояния выполнения государственного бюджета в предпрогнозном периоде;
- качественный и количественный анализ установленных ранее целей развития СЭС, обоснованности их ранжирования;
- качественный и количественный анализ установленных ранее социальных и материальных потребностей населения, регионов и страны в целом, организаций и государства по важнейшей промежуточной и конечной продукции и сфере услуг;
- установление степени достижения целей развития и насыщения рынка потребительских товаров и услуг в предпрогнозном периоде;
- выявление основных тенденций развития СЭС в предпрогнозном периоде, включая и разработку трендовых моделей на основе временных рядов;
- анализ действенности государственной политики по всему ее спектру, включая демографическую, экологическую, внешнеполитическую, оборонную и т.д. до финансово-кредитной и ценовой политики; выявление неиспользованных резервов и ресурсов, а также определение потенциальных ресурсов и др.

В результате ретроспективного анализа может оказаться, что прогнозируемые в прошлом макроэкономические показатели развития СЭС были необоснованно завышены или занижены, установленные ранее темпы роста производства вступили в противоречие с требованиями экологии, неоправданно занижены инвестиции в социальную сферу, науку. Особо важное значение имеет анализ структуры СЭС, так как ее совершенствование является одной из основных функций государственного управления.

**Этап формирования комплекса макроэкономических прогнозов.** Комплекс макроэкономических прогнозов СЭС можно разделить на две части – базовые прогнозы и социально-экономические прогнозы.

Базовые прогнозы служат базой для разработки социально-экономических прогнозов. Базовые прогнозы по своему отношению к социально-экономическим прогнозам можно подразделить на два блока: ресурсный и фоновый.

Ресурсный блок базовых прогнозов предоставляет социально-экономическим прогнозам информацию по возможным значениям и дальнейшим изменениям ресурсной базы страны. К первому блоку относятся: демографический прогноз, в том числе прогноз трудовых ресурсов; прогноз природных ресурсов; зоологический прогноз; прогноз научно-технического процесса.

Фоновый блок базовых прогнозов определяет внешние по отношению к социально-экономическому развитию факторы, которые влияют на параметры социально-экономического развития страны. Ко второму блоку относятся: экологический прогноз; внешнеэкономический прогноз; внешнеполитический прогноз; военно-стратегический прогноз; внутривнутриполитический прогноз.

В социально-экономических прогнозах основными являются прогнозы экономического роста; совокупного спроса; отраслевой структуры СЭС; уровня инфляции; развития межотраслевых комплексов; занятости населения; уровня жизни населения; жилищно-коммунального хозяйства и быта.

Особое положение занимает прогноз занятости населения, который является частью демографического прогноза, при этом его показатели входят в прогноз уровня жизни и являются связующим звеном между экономическими и социальными прогнозами. Прогноз занятости населения предполагает охрану здоровья человека, продление активной части его жизни, всестороннее и качественное образование, участие в культурной жизни, выявление и использование всех его способностей. Все это предполагает развитие отраслей социальной сферы – культуры и искусства, образования, здравоохранения, физкультуры и спорта.

Поскольку эти отрасли непроизводственные, то для их развития необходимы ресурсы, которые создаются в сфере производства. Поэтому социальная сфера первична по отношению к экономической, она выдвигает требования к экономике по развитию своих отраслей во имя блага человека как цели развития, и в то же время социальная сфера, ее состояние зависит от развития экономики, где человек является фактором производства. Кроме того, для развития производства, а затем и социальной сферы необходимо развитие науки и техники.

На основе различных вариантов прогнозов развития СЭС формируются концепция и основные направления развития экономики страны.

**Этап разработки концепции и основных направлений развития страны.** Основным блоком на этапе выработки социально-экономической политики является структурно-инновационная политика. Базовыми блоками для него являются: демографическая политика, социальная, политика занятости, экологическая, внешнеэкономическая и оборонная политики. Кроме оборонной политики, которая выражается в военной доктрине, все блоки формируются в режиме итерации.

Структурно-инновационная политика формирует политику в области профессионально-технической подготовки и профессиональной ориентации, а также антимонопольную политику.

Достаточно самостоятельным и крупным блоком является региональная политика.



На базе структурно-инновационной и региональной политик, вырабатывается долгосрочная финансово-кредитная политика, которая должна быть отражена в Бюджетном, Налоговом и Кредитном кодексах и в намеченном курсе развития страны.

Для России на современном этапе ее развития важное значение имеют политика выживания и стабилизации. Многие мероприятия политики стабилизации и выживания совпадают по своей направленности с мероприятиями структурно-инновационной политики. Однако некоторые из них противоречат структурно-инновационной политике:

1. Поддержка «затухающих» производств в связи с необходимостью выпуска изделий, товаров, морально устаревших с точки зрения мировой конъюнктуры, но производство которых невозможно ликвидировать в связи с ограничением потребности в них, невозможностью покупки этих изделий и товаров за рубежом.

2. Ограничение конкурирующего импорта потребительских товаров. С точки зрения эффективности и принципов международного разделения труда это нерационально, но государство вынуждено проводить протекционистскую политику, чтобы не разрушить еще не окрепшее сельское хозяйство и другие производства окончательно, не вызвать безработицу и социальный взрыв.

3. Антиинфляционная политика государства в части ограничения средств на развитие перспективных отраслей, фундаментальных и важнейших прикладных научных исследований.

Все вышеназванные блоки государственной политики формируют блок инвестиционной политики.

Государство должно разрабатывать прогнозные и плановые документы совместно с представителями как государственного, так и частного секторов, следовательно, это позволит прийти к согласию всех заинтересованных сторон не только по государственным планам и прогнозам, но и по другим важным направлениям государственного управления.

**Этапы разработки федеральных целевых программ и государственного плана.** На основании прогнозов концепции и основных направлений развития СЭС разрабатываются федеральные целевые программы. Долгосрочные программы разрабатываются по наиболее важным социальным и военно-стратегическим задачам, а также по решению важнейших научно-производственных задач, имеющих к тому же межотраслевой характер [2].

В программах конкретизируются и детализируются показатели долгосрочного прогноза, при этом степень детализации увеличивается по мере приближения к году – началу реализации программы. Конкретизируется и детализируется вся информация – задачи, мероприятия по их решению, исполнители, сроки, ресурсы.

На основании среднесрочного прогноза разрабатывается среднесрочный государственный план, на основании которого разрабатываются среднесрочные федеральные целевые программы. Имеющиеся наработки позволяют разработать краткосрочный прогноз развития СЭС и на его основе – краткосрочный государственный план социально-экономического развития страны.

Государственные планы разрабатываются не во всех странах (например, в США, Канаде), но государственный бюджет разрабатывается всеми странами. Это основной краткосрочный финансовый план государства. В некоторых странах, например Норвегии, в госбюджет включаются доходы и расходы не только государства, но и крупных корпораций. Таким образом, формируется национальный бюджет и притом на целых три года.

В условиях России Правительство разрабатывает также единую программу развития СЭС, которая включает в себя черты концепции и основных направлений развития.

В программе социально-экономического развития РФ должны быть отражены следующие моменты:

- оценки итогов социально-экономического развития за предыдущий период и характеристика состояния экономики Российской Федерации;
- концепция социально-экономического развития страны на среднесрочную перспективу, в том числе: макроэкономическая политика; институциональные преобразования;

инвестиционная и структурная политика; аграрная политика; экологическая политика; социальная политика; региональная экономическая политика; внешнеэкономическая политика.

Программа социально-экономического развития на среднесрочную перспективу официально представляется Правительством Российской Федерации в Совет Федерации и Государственную Думу. Анализ хода выполнения среднесрочной программы должен входить как составная часть ежегодного Послания Президента Федеральному Собранию России, в котором Президент оглашает первоочередные задачи на будущий год. Эти задачи и уточнения программы социально-экономического развития исходят из краткосрочного прогноза, разрабатываемого на предстоящий год.

Краткосрочный (годовой) прогноз, формируемый ежегодно, является наиболее развернутым и детальным в системе прогнозных документов. Проект краткосрочного прогноза представляется Федеральным Правительством в Государственную Думу Российской Федерации одновременно с материалами, характеризующими итоги социально-экономического развития за прошедший период текущего года, проектом федерального государственного бюджета на предстоящий год, перечнем федеральных целевых программ, намеченных к финансированию, проектировками развития государственного сектора экономики, заданиями по объему поставок продукции для государственных нужд и другими документами.

**Этап разработки федерального бюджета.** Госбюджет должен носить в себе логику среднесрочного развития, которая, в свою очередь, основана на логике долгосрочного развития страны. В тех странах, где разрабатывается среднесрочный план и не разрабатывается краткосрочный (Франция, Япония, Италия, Норвегия), годовой госбюджет является главным инструментом реализации среднесрочного государственного плана. Это единственный финансовый план, утверждаемый главой государства и имеющий силу закона.

Важную роль играет «второй» (инвестиционный), бюджет страны, в котором консолидированы государственные ресурсы исключительно инвестиционного назначения. Наличие такого бюджета позволяет покончить с обычной негативной практикой постоянного недофинансирования инвестиционной части федерального бюджета, обеспечить на основе значительного мультипликативного эффекта многократное увеличение масштабов вовлечения в хозяйственный оборот капиталов частных инвесторов для реализации эффективных проектов.

Идея «второго» (инвестиционного) бюджета страны уже получила в России некоторое развитие и воплощение в виде таких инструментов государственного инвестирования, как «бюджет развития», конкурсное размещение госинвестиций и связанные с ним механизмы предоставления гарантий.

Для превращения инвестиционного бюджета в реальный инструмент роста инвестиций и экономического подъема требуется, в первую очередь, его увязка со среднесрочным государственным планом, или с показателями наиболее рационального варианта прогноза развития СЭС.

Последние два этапа текущего анализа и регулирования предназначены для устранения выявленных недостатков в реализации государственного бюджета, государственных планов и программ, поставки информации в ретроспективную базу прогнозирования для обеспечения непрерывности прогнозно-аналитических расчетов.

Активизация разработки и реализации государственных программ по приоритетным направлениям фундаментальных исследований обеспечивают создание благоприятного инновационного климата в экономике при использовании различных форм государственного стимулирования [1].

Долгосрочной задачей энергетической стратегии России является изменение структуры топливно-энергетического баланса страны в пользу ископаемого угля.

Проект Энергетической стратегии на период до 2030 года (ПЭС-2030) формирует новые стратегические ориентиры развития энергетического сектора в рамках перехода российской экономики на инновационный путь развития, заявленный в Концепции долгосрочного социально-экономического развития Российской Федерации [3].

За основу в ПЭС-2030 приняты укрупненные прогнозные гипотезы социально-экономического развития страны.

Таким образом, в рамках ПЭС-2030 задается модель поэтапного перспективного развития энергетического сектора в базовом прогнозном поле с учетом объективно существующих рисков. Курс развития страны задается системой поэтапных целевых индикаторов. Основное целевое содержание этапов характеризуется переходом от преодоления кризисных явлений к интенсивному посткризисному развитию.

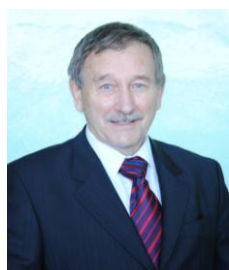
#### Список литературы

1. Новиков Д.А., Иващенко А.А. Модели и методы организационного управления инновационным развитием фирмы. – М.: КомКнига, 2006. – 332 с.
2. Стратегическое планирование: Учебное пособие/ Под ред. А.Н. Петрова. 2-е изд. – СПб.: Знание, ГУЭФ, 2004. – 200 с.
3. [http://minenergo.gov.ru/news/min\\_news/1515.html](http://minenergo.gov.ru/news/min_news/1515.html) Новости Минэнерго России.

**СЕКЦИЯ «ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЕ,  
ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ И  
ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ  
СИСТЕМЫ»**



## *К 80-ЛЕТИЮ СИБТИУ*



### **НАУЧНАЯ ШКОЛА «ИНФОРМАЦИОННО-МАТЕРИАЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ СИСТЕМАХ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА»**

**Руководитель – д.т.н., профессор Пугачев Е.В.**

УДК 622:621.3.001

### **ИСТОРИЯ, СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ НАУЧНОЙ ШКОЛЫ «ИНФОРМАЦИОННО-МАТЕРИАЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ СИСТЕМАХ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА»**

*Пугачёв Е.В.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

С момента основания (1950г.) кафедрой электромеханики проводится большая научно-исследовательская работа. Первые научные работы, посвященные вопросам совершенствования электромеханического оборудования горного производства, выполнялись под руководством к.т.н., доцента А.Л. Виноградова, д.т.н., профессоров И.К. Хрусталева и Н.М. Караваевой, к.т.н., доцента В.Д. Петунова.

В 70-е годы получили свое дальнейшее развитие работы по исследованию режимов заряда, разработке и внедрению тиристорных зарядных устройств для аккумуляторных батарей (руководитель к.т.н., доцент Е.В. Пугачёв), по созданию и внедрению аппаратуры автоматизации режимов динамического торможения для шахтных подъемных (руководитель доцент В.И. Вавиловский и старший преподаватель В.И. Тарасов).

В 1980 году кафедрой выполнено хозяйственных работ на сумму 120 тысяч рублей по двум темам. Первая связана с исследованием и разработкой оптимальных методов и средств испытания и эксплуатации химических источников тока различного назначения (руководитель к.т.н., доцент Пугачёв Е.В., ответственные исполнители – доценты Б.Я. Розеншток, Э.Б., Цинкер, старшие инженеры О.В. Громова, Л.В. Козелков). Работа выполнялась совместно с Всесоюзным научно-исследовательским, проектно-конструкторским и технологическим аккумуляторным институтом г. Ленинграда. По этой теме получено 20 авторских свидетельств. Экономический эффект от внедрения результатов отдельных этапов работы уже составил 520 тысяч рублей.

Выполняется научно-исследовательская работа студентов по основной научной тематике кафедры. Результаты этих работ докладываются на студенческих конференциях и представляются на конкурсы университета и других вузов, а также на областные, зональные и Всесоюзные конкурсы-смотри студенческих работ. Многие работы награждены дипломами и грамотами Всесоюзного, Всероссийского, зонального и областного уровней. На внутривузовский конкурс с 1974 года ежегодно представляются 20-25 работ студентов.

Научные разработки кафедры широко известны специалистам Российской Федерации и бывшего СССР. Созданная и возглавляемая профессором Пугачёвым Е.В. Кузбасская научная школа «Теория и практика построения и эксплуатации автоматизированных электромеханических систем шахтного назначения с аккумуляторными источниками питания», длительное время продуктивно работала в тесном творческом и организационном взаимодей-

вии с Минуглепромом СССР и Минэлектротехпромом СССР, а в настоящее время имеет глубокие научные контакты с ведущими научно-исследовательскими и проектными организациями и ВУЗами РФ, с администрацией Кемеровской области и Минтопэнерго РФ.

Результатами работы школы явилось внедрение высокоэффективных методов и ресурсосберегающих технологий и технических средств, связанных с эксплуатацией аккумуляторных источников питания, построением систем организации и управления аккумуляторным хозяйством типового угледобывающего предприятия. Эти результаты способствовали развитию научно-технического потенциала угледобывающей отрасли Кузбасса и Российской Федерации.

Ряд конкретных разработок в виде зарядных и разрядно-зарядных устройств нового поколения, а также автоматизированных систем испытания химических источников тока, выполненных под научным руководством Пугачёва Е.В., внедрены в серийное производство со значительным экономическим эффектом. Они нашли широкое использование в таких ведущих научно-производственных организациях, как ИГД им. А.А. Скочинского, «Гипроуглеавтоматизация», НПО «Углемеханизация», КузНИУИ, «Гипроуглемаш», Прокопьевский завод шахтной автоматики, заводы «Углеприбор», «Электропреобразователь», Всероссийский научно-исследовательский, проектно-конструкторский и технологический аккумуляторный институт (г. Санкт-Петербург).

Указанные разработки представляют собой научные основы построения новых технических средств и технологий, обеспечивающих существенное повышение эффективности и достижения качественно нового уровня функционирования систем автоматизированного электрооборудования, а в ряде случаев позволили создать системы, не имеющие аналогов в отечественной и зарубежной практике. Сотрудниками кафедры получено более 50 авторских свидетельств и патентов РФ.

Преподаватели и сотрудники кафедры систематически повышают свою квалификацию, имеют постоянные общественные поручения и принимают активное участие в жизни факультета, университета и Кузбасского региона.

География работы выпускников кафедры обширна и многообразна: начиная от продавцов в магазинах электротоваров до управляющих банками.

Особо следует отметить доктора технических наук В.Г. Лаврика, работавшего генеральным директором ОАО ОУК «Южкузбассуголь», А.Е. Евтушенко и И.С. Кожуховского, работавших заместителями министра топлива и энергетики.

Многие выпускники работают и работали в сфере экономики и финансов: И.И. Землянухин – управляющий Новокузнецким филиалом Кузбасспромбанка, Б.И. Землянухин (к.э.н.) – его заместитель по валютным операциям; В.А. Шабышев д.э.н., профессор, заведующий кафедрой политэкономии КемГУ. Среди выпускников кафедры много известных ученых и специалистов: к.т.н., профессор А.Я. Лыцов (СибГИУ), д.т.н., профессор Б.И. Кудрин МЭИ, д.т.н., профессор А.Р. Матис долгое время возглавлявший научную работу в ИГД СО РАН; д.т.н., профессор А.А. Атрушкевич директор ВНИИгидроуголь; д.т.н., профессор Л.А. Саруев – кафедра сопротивления материалов ТПУ; Г.И. Ничик – главный инженер ООО «Сибшахтострой», Н.В. Жеглов – главный энергетик Абаканского рудоуправления, инженеры А.П. Янцен, Р.Г. Ямалутдинов, В.Д. Курасов бывшие руководители электромеханической службы ОАО ОУК «Южкузбассуголь» и др.

Выпускниками кафедры защищено свыше 65 докторских и кандидатских диссертаций по различным отраслям науки, включая экономическую.

В целом за 60 лет кафедрой подготовлено по дневной, вечерней и заочной формам обучения около 4000 специалистов, из которых свыше 300 работают руководителями первого уровня и свыше 1000 руководителями второго уровня.

При кафедре успешно функционируют докторантура и аспирантура по специальности 05.09.03 «Электротехнические комплексы и системы» и 05.13.06 «Управление и автоматизация технологических процессов и производств». По этим же специальностям в университете имеются диссертационные докторские советы.

С 1990 года на кафедре сформировано основное научное направление: «Теория и практика информационно-материальных технологий в электромеханических системах горно-металлургического комплекса», по программе которого функционирует научная школа, объединяющая специалистов трех кафедр и лабораторий. По указанному направлению выполняются научные работы на базе госбюджетного и хоздоговорного финансирования в области теории и практики систем шахтного электромеханического оборудования с автономными источниками питания (АИП).

Разработаны методы построения информационно-производственных систем «Аккумуляторное хозяйство» типового угольного предприятия и комплекс способов и технических средств на уровне изобретений и патентов для обеспечения жизненного цикла АИП в эксплуатации.

Разработаны технические средства и развита теория построения автоматизированных управляющих систем мощными приводами для рудничных подъемных установок.

Кафедра принимает активное участие в формировании региональных академических структур в Западно-Сибирском регионе. Непосредственно участвовала в организации и разработке научно-технической программы «Кузбасс» Министерства образования РФ.

Кафедра является коллективным членом Южнокузбасского научного центра Западно-Сибирского отделения Российской академии естественных наук (РАЕН), который возглавляет академик РАЕН Е.В. Пугачёв.

В настоящее время кафедра готовит горных инженеров-электромехаников для производственно-технической, организационно-управленческой, проектно-конструкторской и научно-исследовательской деятельности в области электрификации, электропривода, комплексной механизации и автоматизации горных работ, а также для смежных отраслей промышленности: металлургической, машиностроительной и др.

Дисциплины специализации, изучаемые студентами на кафедре, обеспечены лабораторным оборудованием, размещенным на площади свыше 600 кв. метров, двумя классами обучающихся ЭВМ, которые используются для проведения лабораторных и практических занятий, выполнения курсовых и дипломных проектов, а также научно-исследовательских работ студентами и сотрудниками кафедры.

С 1999 года при кафедре создана и функционирует под руководством профессора Пугачёва Е.В. авторская школа «Электромеханические системы и информатика» на правах деканата для подготовки горных инженеров по специальности «Электромеханика» в сокращенные сроки из числа специалистов имеющих базовое среднетехническое образование.

В целом, даже в труднейших условиях общего кризиса Российской науки и образования, кафедра располагает потенциалом для достаточной базовой подготовки высококвалифицированных специалистов, которые удачно адаптируются в современных условиях.

Кафедра Электромеханики является базовой в Кузбассе по разработке, внедрению и сервисному обслуживанию шахтных информационно-управляющих систем и работает по договору о стратегическом сотрудничестве с ООО «Информационные горные технологии» (ИНГОРТЕХ) г. Екатеринбург.

На кафедре имеется обучающий класс, оснащенный современной аппаратурой для комплексной реализации требований п. 41 «Правил безопасности в угольных шахтах»:

- комплекс аварийного оповещения и селективного вызова СУБР-1П;
- система позиционирования горнорабочих и транспорта СПГТ-41;
- система аэрогазового контроля на угольных шахтах МИКОН-3.

Одновременно в указанном классе осуществляется учебный процесс по повышению квалификации специалистов горных предприятий и подготовка высококвалифицированных специалистов по программам курсовых и дипломных работ, а также по программам аспирантуры. На кафедре обучаются восемь аспирантов и соискателей ученой степени кандидата технических наук.

В настоящее время кафедра активно сотрудничает с ООО Информационные горные технологии (ИНГОРТЕХ) г. Екатеринбург в области расширения внедрения на горнодобы-



вающих предприятиях шахтных информационно управляющих систем. В рамках договора о стратегическом сотрудничестве с ИНГОРТЕХ разрабатываются проектные и алгоритмические решения по типовым задачам шахтной автоматики в электромеханических системах стационарных установок, угледобывающих и проходческих комплексов.

Большой объем научной работы выполняется при тесном взаимодействии с угледобывающими кампаниями Кузбасса. В частности в областях, обеспечивающих безопасность труда шахтеров:

- системы аэрогазового контроля шахтной атмосферы;
- комплекс аварийного оповещения и селективного вызова;
- система позиционирования горнорабочих и транспорта;
- система поиска людей за и под завалами;
- идентификация в реальном времени состояния горно-технологического объекта на основе комплексной обработки данных, поступающих от соответствующих датчиков;
- системы прогнозирования метановыделения и управления на их основе угледобывающими и проходческими комплексами.

По указанному направлению работают пять сотрудников, и пять аспирантов кафедры.

По программе научной школы успешно работают специалисты ООО «ИНТЕХСИБ» (Инновационные технологии Сибири), возглавляемые к.т.н., доцентом Мещериным А.Т. Исследования, разработка и внедрение в производство современных научных и технических решений наиболее актуальных задач связанных с модернизацией электромеханических систем горнодобывающих предприятий находят спрос не только на предприятиях Кузбасса, но и за рубежом (Казахстан).

Наиболее существенными являются разработки систем автоматики для шахтных подъемных установок с мощным электроприводом постоянного тока и с асинхронными электродвигателями. Высокотехнологичные специалисты А.А. Сорокин, Г.А. Ваулин, М.В. Сухов и др. За последние годы разработали целый ряд технических средств автоматики, позволившие поднять на современный уровень действующие стационарные установки на рудных шахтах.

Большой объем исследований направлен на модернизацию проходческих комбайнов, над которыми работают к.т.н. Ю.А. Мещерина, аспирант А.С. Иванов и четыре студента-дипломника. Запатентованный регулятор нагрузки, алгоритмы и компьютерные программы математического моделирования автоматизированного привода режущего органа проходческого комбайна явились основой диссертационных работ.

По программе докторской диссертации «Системы электроснабжения горнодобывающих предприятий как объект автоматического управления» работает к.т.н., доцент А.С. Тимофеев.

В целом научный коллектив кафедры готов выполнять заказы промышленных предприятий, связанные с модернизацией электромеханических систем горного производства, а также разработкой и внедрением систем, обеспечивающих безопасность труда шахтеров.

УДК 622.232.83:681.516.3

## РЕГУЛЯТОР НАГРУЗКИ ЭЛЕКТРОПРИВОДА РЕЗАНИЯ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА

*Пугачев Е.В., Мещерина Ю.А., Кунинина Д.В.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Проходческие комбайны со стреловидным исполнительным органом для проведения выработок по углям и по углям с прослойками породы, а также в пластах угля, засоренных

твердыми включениями, оснащены нерегулируемым приводом резания исполнительного органа с трехфазным асинхронным короткозамкнутым электродвигателем. Вследствие неоднородности структуры и крепости разрушаемой горной породы, наличия твердых включений, неравномерного затупления режущего инструмента, неконтролируемого изменения машинистом скорости подачи, момент сопротивления на валу электродвигателя изменяется в широких пределах, что вызывает «опрокидывание» асинхронного электродвигателя привода резания исполнительного органа проходческого комбайна.

Важным требованием к системе стабилизации нагрузок проходческого комбайна является необходимость предотвращения длительных перегрузок и «опрокидывания» электродвигателя, которое происходит за время 0,3-0,4 с, в зависимости от скорости подачи и жесткости препятствия при контакте исполнительного органа с твердым включением. В настоящее время на действующих и вновь разрабатываемых проходческих комбайнах отсутствуют средства регулирования и ограничения нагрузок электропривода резания, что является сдерживающим фактором повышения производительности, надёжности и долговечности этих машин.

Для создания микроконтроллерной системы стабилизации ординарных и ограничения экстремальных нагрузок разработан метод синтеза на основе эталонного характеристического уравнения знаменателя передаточной функции системы управления – многочлена второго порядка. Вышесказанное позволит установить функциональную зависимость параметров передаточной функции регулятора от параметров объекта управления для обеспечения желаемых динамических процессов в электроприводе резания проходческого комбайна.

Кроме того, разработан метод синтеза регулятора на принципах разнотемповых процессов и инверсии, отличающийся тем, что выполнен на основе желаемой передаточной функции подсистемы медленных процессов объекта управления, что позволяет формировать плавные переходные процессы и обеспечивать требуемое быстроедействие электропривода резания, ограниченное только допустимыми характеристиками управляющих и исполнительных устройств.

Введение в характеристический полином знаменателя передаточной функции регулятора компонент с быстрыми процессами (больших корней) обеспечивает его физическую реализуемость без применения чувствительной к помехам и ошибкам измерения операции дифференцирования входного сигнала.

При исследовании взаимосвязанной через «забой» системы приводов исполнительного органа проходческого комбайна как объекта управления необходимо учитывать следующие факторы.

Трехфазный асинхронный короткозамкнутый электродвигатель для упрощения процедуры синтеза требует преобразования в эквивалентную систему. Известной моделью является двухфазная асинхронная обобщенная электрическая машина, входной величиной которой является частота вращения вала ротора, что не может быть использовано для решения поставленной задачи.

Для управления нагрузкой электродвигателя привода резания в качестве входной величины необходимо использовать ток ротора, что возможно при преобразовании трехфазного асинхронного короткозамкнутого электродвигателя в эквивалентный однофазный аналог с вращающимся магнитным полем.

Электропривод резания нагружается через «забой» посредством маломощного быстродействующего исполнительного привода – гидропривода, управляющего скоростью подачи исполнительного органа. Эффективность систем управления ограничена из-за конструктивных особенностей кинематической схемы преобразования линейной скорости перемещения штоков ( $V_{шт}$ ) гидроцилиндров (ГЦ) исполнительного органа в угловую скорость ( $\omega_{п}$ ) подачи стрелы, что создает нелинейные зависимости этих параметров от угла поворота  $\alpha$  стрелы исполнительного органа и требует алгоритмической компенсации нелинейности гидропривода подачи.

В микроконтроллерной системе управления нагрузкой электропривода резания проходческого комбайна приняты два контура регулирования.

Контур управления скоростью подачи (внутренний контур) выполняет функцию поддержания на заданном уровне тока электродвигателя привода резания. Заданием для контура управления скоростью подачи служит выходной сигнал регулятора тока внешнего контура.

В отличие от стандартных систем – управление током осуществляется не с помощью обратной связи (асинхронный электродвигатель нерегулируемый), а за счет изменения глубины резания горной породы, путем изменения скорости подачи и, тем самым, нагрузки (тока) электродвигателя привода резания.

Основным условием разработки алгоритма управления, ориентированного для использования в микроконтроллерной системе управления нагрузкой электродвигателя, является способ исключения возможности достижения критического момента, а, следовательно, «опрокидывания» электродвигателя.

Контур управления скоростью подачи содержит управляющее устройство – электрогидравлический усилитель – ЭГУ, который состоит из электромеханического преобразователя – ЭМП, гидроусилителя типа «сопло – заслонка» – ГУ и золотникового распределителя – ЗР. Разработан алгоритм коррекции, компенсирующий функцию нелинейной составляющей составной части объекта управления – исполнительного привода подачи, приведенный в выражении 1

$$Y_{\text{ЛПР}}(\alpha) = \frac{\sqrt{K_{K1} - K_{K2} \cos(\alpha_m - \alpha)}}{K_{K3} \sin(\alpha_m - \alpha)} x_3, \quad (1)$$

где  $K_{K1} = R_m^2 + (A_{\text{ЛОГ}})^2$ ;  $K_{K2} = 2(R_m \cdot A_{\text{ЛОГ}})$ ;  $K_{K3} = \frac{(S_{\text{П}} + S_{\text{ШГ}})x_3 A_{\text{ЛОГ}}}{x_{3M}}$ ;  $A_{\text{ЛОГ}}$ ,  $R_m$  – соответ-

ственно расстояние от центра крепления опор гидроцилиндра до оси вращения турели и радиус турели;  $S_{\text{П}}$ ,  $S_{\text{ШГ}}$  – соответственно площади поршневой и штоковой полостей гидроцилиндра;  $x_3$  – перемещение плунжера золотника относительно нейтрального положения;  $x_{3M}$  – максимальное перемещение плунжера золотника;  $\alpha_m$  – максимальный угол горизонтального поворота стрелы от продольной линии симметрии комбайна.

Синтез регулятора скорости подачи выполним на основе упрощенной модели, в состав которого входит нелинейное звено, описанное функцией нелинейной составляющей исполнительного привода подачи  $K_{\text{ПМ}}(\alpha)$ , приведенная в выражении (2)

$$K_{\text{ПМ}}(\alpha) = \frac{\omega_{\text{П}}}{V_{\text{ШГ}}} = \frac{K_{\text{Г}} \cdot A_{\text{ЛОГ}} \cdot \sin(\alpha_m - \alpha)}{\sqrt{R_m^2 + (A_{\text{ЛОГ}})^2 - 2(R_m \cdot A_{\text{ЛОГ}}) \cos(\alpha_m - \alpha)}}. \quad (2)$$

Это не позволяет синтезировать регулятор по методике, изложенной в работе [1]. Проблема может быть решена следующим образом. Регулятор будем синтезировать, исходя из наличия двух компонент. Первая компонента нелинейная  $KK(\alpha)$  – корректирующий нелинейный алгоритм, предназначенный для компенсации функции нелинейной составляющей  $K_{\text{ПМ}}(\alpha)$ . Вторая компонента линейная, и после компенсации нелинейной составляющей исполнительного привода подачи система приобретает линейные свойства. Корректирующая функция представлена алгоритмом коррекции (1). На основании соотношения (1) для эквивалентного гидроцилиндра получим корректирующую нелинейную функцию

$$K_K(\alpha) = \frac{Y_{\text{ЛПР}}}{x_3} = \frac{\sqrt{K_{K1} - K_{K2} \cos(\alpha_{\text{max}} - \alpha)}}{K_{K3} \sin(\alpha_{\text{max}} - \alpha)} S_{\text{ЭКВ}}, \quad (3)$$

где  $S_{\text{ЭКВ}}$  – площадь эквивалентного гидроцилиндра, равная сумме площадей штоковой и поршневой полостей двух гидроцилиндров поворота, включенных по перекрестной схеме.

В этом случае можно не учитывать функцию нелинейной составляющей  $K_{\text{ПМ}}(\alpha)$  исполнительного привода подачи (2) и синтезировать линейную составляющую регулятора скорости подачи по методу, изложенному в работе [1].

Результаты компьютерного моделирования замкнутой системы управления исполнительным приводом подачи приведены на рисунке 1, на котором кривая 1 соответствует скорости подачи исходной системы управления, кривая 2 – компенсирующему воздействию, а кривая 3 – скорости подачи системы управления с использованием алгоритма коррекции.

Включение в алгоритм управления исполнительного привода подачи корректирующей функциональной зависимости, компенсирующей нелинейность преобразования линейной скорости перемещения штока ВШТ гидроцилиндров в угловую скорость  $\omega_P$  поворота турели, обеспечило программную линейризацию физических нелинейностей передаточных функций объекта управления и синтез регулятора скорости подачи.

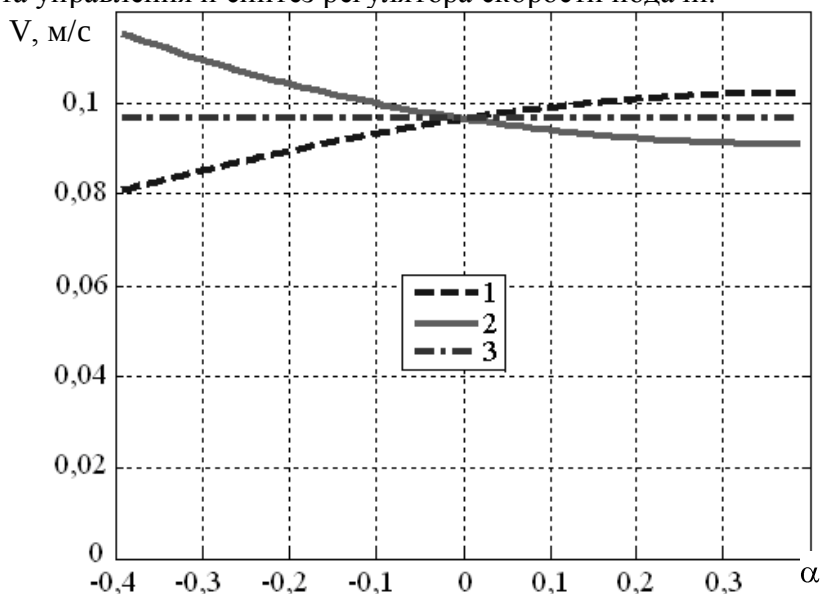


Рисунок 1 – Зависимость скорости подачи от угла поворота исполнительного органа

Регулятор скорости подачи реализован программно в микроконтроллере. Выход такого регулятора представляет собой двоичный код. Входным звеном исполнительного привода подачи является электромеханический преобразователь, управляемый аналоговым напряжением с максимальным значением  $U_{Эм}=15$  В. Поэтому требуется преобразовать двоичный код выхода регулятора скорости подачи в пропорциональное ему напряжение, максимальное значение которого должно быть равным максимальному напряжению входа электромеханического преобразователя. Эту функцию можно реализовать с помощью интегрированного на кристалле микроконтроллера широтно-импульсного модулятора (ШИМ), среднее значение выходного напряжения  $U_{Ш}$  которого определяется из следующего соотношения

$$U_{Ш} = \gamma U_{ПШ}$$

или в форме передаточной функции

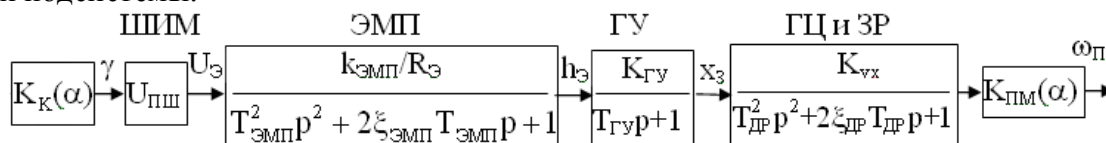
$$\frac{U_{Ш}(p)}{\gamma(p)} = U_{ПШ}, \quad (4)$$

где  $\gamma$  – коэффициент заполнения импульсов ШИМ, причем  $0 \leq \gamma \leq 1$ ;  $U_{ПШ}$  – напряжение питания ШИМ.

Поскольку параметры ШИМ изменять для целей управления невозможно, отнесем его к неизменяемой части системы – исполнительному приводу подачи. Полная структурная схема модели – исполнительного привода подачи – приведена на рисунке 2, описана передаточной функцией пятого порядка и состоит из одного апериодического звена и двух звеньев второго порядка.

Исследуем возможность ее декомпозиции на подсистемы медленных и быстрых процессов. Это позволит рассматривать подсистему медленных процессов как упрощенную модель, на основании которой синтезируем регулятор, а подсистему быстрых процессов при-

нять за источник шума, искажающий реакцию объекта на управляющие сигналы с последующей оценкой искажений, вносимых быстрой подсистемой на динамику процессов медленной подсистемы.



ШИМ – широтно-импульсный модулятор;  $\gamma$ ,  $U_{\text{Э}}$ ,  $U_{\text{ПШ}}$  – соответственно коэффициент заполнения импульсов, выходное напряжение и напряжение питания ШИМ;  $h_{\text{Э}}$  – выход ЭМП и вход ГУ;  $x_{\text{Э}}$  – смещение плунжера ЗР от нейтрального положения;  $T_{\text{ГУ}}$ ,  $T_{\text{ДР}}$  – постоянные времени ГУ, ГЦ и ЗР;  $\xi_{\text{ДР}}$  – коэффициент демпфирования ГЦ и ЗР;  $K_{\text{ЭМП}}$ ,  $K_{\text{VX}}$ ,  $K_{\text{ГУ}}$  – коэффициенты преобразования ЭМП, ГЦ и ЗР, усиления ГУ

Рисунок 2 – Структурная схема полной модели исполнительного привода подачи

Для выяснения динамических характеристик звеньев второго порядка, представим каждое из них в форме колебательного звена и определим коэффициенты демпфирования и постоянные времени. Для ЭМП известны постоянная времени  $T_{\text{ЭМП}} = 0,0004$  с и коэффициент демпфирования  $\xi_{\text{ЭМП}} = 0,25$ . Следовательно, ЭМП – звено колебательное и слабо демпфированное, имеет явно выраженный колебательный характер и малую постоянную времени. Следует ожидать, что колебания ЭМП будут подавлены фильтрующими свойствами остальной части объекта, что будет оценено при исследовании системы. В связи с этим примем ЭМП для синтеза регулятора как безинерционное звено. ГЦ и ЗР имеют постоянную времени  $T_{\text{ДР}} = 0,0268$  и коэффициент демпфирования  $\xi_{\text{ДР}} = 0,384$ . Это звено также колебательное и слабо демпфированное. Постоянная времени этого звена достаточно большая и ее влияние существенно.

Незначительное влияние малых постоянных времени быстрой подсистемы на динамику процессов при синтезе регуляторов будем считать равными нулю. В результате упрощения модели для синтеза регулятора скорости подачи, структурная схема примет вид, изображенный на рисунке 3.

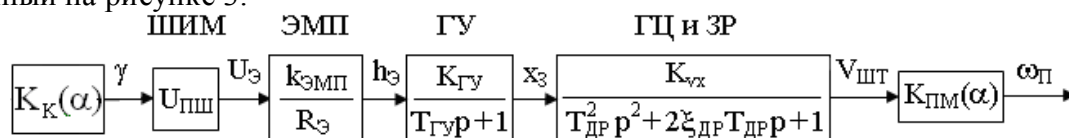


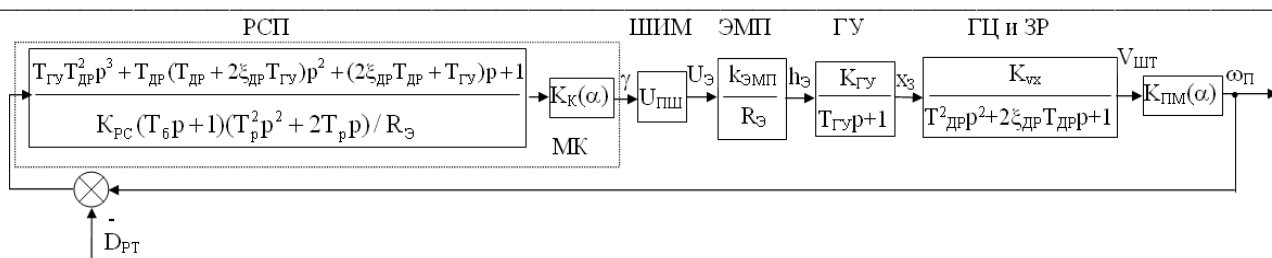
Рисунок 3 – Структурная схема упрощенной модели исполнительного привода подачи

Для создания быстродействующей системы, отрабатывающей возмущающие воздействия с желаемым перерегулированием, передаточную функцию подсистемы медленных процессов принимаем в соответствии с рекомендациями, предложенными в [1]

$$W_{\text{ж}}(p) = \frac{1}{T_{\text{р}}^2 p^2 + 2\xi_{\text{р}} T_{\text{р}} p + 1} \quad (5)$$

Для снижения влияния подсистемы быстрых процессов, примем постоянную времени быстрых процессов  $T_{\text{б}} = 0,1T_{\text{р}}$ . Кроме того, к модели на рисунке 2 добавим звено обратной связи по скорости. Созданная структурная схема контура управления скоростью подачи исполнительного органа с упрощенной моделью приведена на рисунке 4. Она необходима для синтеза регулятора скорости подачи.

На рисунке 5 приведена структурная схема контура скорости подачи с полной моделью исполнительного привода подачи. Эта схема потребуется для оценки возможности использования регулятора скорости подачи для управления реальным объектом и определения степени отклонения достигнутых показателей переходных и установившихся процессов от желаемых.



РСП – регулятор скорости подачи исполнительного органа; МК – микроконтроллер, часть схемы, обведенная пунктирной линией;  $K_{PC} = U_{ПШ} k_{ЭМП} K_{ГУ} K_{VX} K_{ПМ}(\alpha)$ ;  $T_{\delta}$  – постоянная времени быстрой подсистемы;  $D_{РТ}$  – двоичный код выхода регулятора тока

Рисунок 4 – Структурная схема контура управления скоростью подачи с упрощенной моделью исполнительного привода подачи

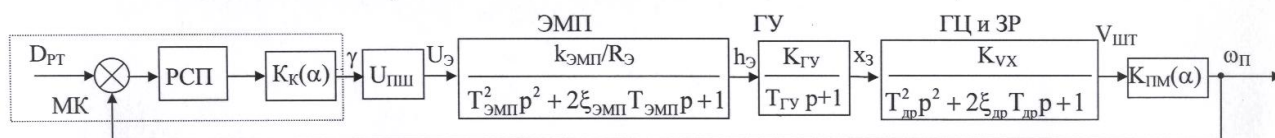


Рисунок 5 – Структурная схема контура управления скоростью подачи с полной моделью исполнительного привода подачи

В результате синтеза, основанного на принципе полной и неявной инверсии, когда регулятор точно или с некоторым приближением воспроизводит передаточную функцию, обратную передаточной функции модели, получим передаточную функцию регулятора скорости подачи:

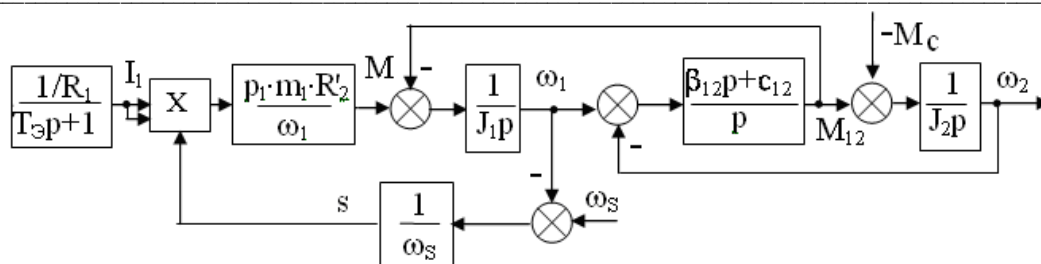
$$W_{PC}(p) = \frac{\gamma(p)}{D_{РТ}(p) - D_{\omega_{ПЭН}}(p)} = \frac{T_{ГУ} T_{ДР}^2 p^3 + T_{ДР} (T_{ДР} + 2\xi_{ДР} T_{ГУ}) p^2 + (2\xi_{ДР} T_{ДР} + T_{ГУ}) p + 1}{U_{ПШ} k_{ЭМП} K_{ГУ} K_{VX} (T_{\delta} p + 1) (T_p^2 p^2 + 2\xi_p T_p p) / R_{Э}}, \quad (6)$$

где  $D_{РТ}(p)$  – двоичный код выхода регулятора тока;  $D_{\omega_{ПЭН}}(p)$  – двоичный код абсолютного энкодера скорости подачи.

Нелинейную компоненту регулятора скорости подачи (РСП) подключим к выходу линейной составляющей регулятора, показанной на рисунке (3). Далее нелинейную компоненту регулятора скорости подачи будем называть корректирующим алгоритмом, а линейную составляющую – управляющим алгоритмом контура скорости подачи. Чтобы получить быстродействующие (апериодические) переходные процессы в контуре управления скоростью подачи, согласно [2], в передаточной функции регулятора (6) следует принять  $\xi_p = 1$ . Последнее обстоятельство важно для систем с упругими связями, поскольку плавность переходных процессов без перерегулирования, в соответствии с работой [3], препятствует развитию колебательных процессов. Предельное быстродействие в контуре управления скоростью подачи ограничивается запасом мощности исполнительного устройства – силового ГЦ и управляющими возможностями ЭГУ.

Для включения трёхфазного асинхронного электродвигателя в контур управления током и упрощения синтеза регулятора тока разработана модель однофазного аналога с вращающимся магнитным полем.

С учетом механической подсистемы «Асинхронный электродвигатель – исполнительный орган» получим электромеханическую модель электропривода резания горной породы. Структурная схема модели электропривода резания приведена на рисунке 6.



$R_1, I_1, T_3, p_1, m_1, \omega_1, \omega_s, M, J_1, R'_2$  – сопротивление одной фазы обмотки статора, ток одной фазы обмотки статора, эквивалентная электромагнитная постоянная времени, количество пар полюсов и фаз обмотки статора, угловые скорости вращения ротора и магнитного поля, вращающий момент, момент инерции и активное сопротивление обмотки ротора электродвигателя;  $M_{12}, M_c, \omega_2$  – динамический момент, момент нагрузки и угловая скорость вращения резцового инструмента, скольжение асинхронного электродвигателя;  $\beta_{12}, c_{12}$  – соответственно коэффициенты демпфирования и жёсткости;  $J_2$  – момент инерции редуктора и исполнительного органа

Рисунок 6 – Структурная схема модели электропривода резания

Для синтеза регулятора тока выполним управляющие преобразования модели объекта управления – электропривода резания исполнительного органа проходческого комбайна. Предположим, что связь между двумя массами двухмассовой системы – абсолютно жесткая, то есть получаем одностепенную систему, у которой угловые скорости вращения  $\omega_2 = \omega_1$ . Подставив в уравнения двухмассовой механической подсистемы «Асинхронный электродвигатель – исполнительный орган» [4] это значение частоты вращения и сложив их, получим следующее дифференциальное уравнение для механической подсистемы электропривода резания

$$J_{\Sigma} \frac{d\omega_1}{dt} = M - M_c, \quad \text{где } J_{\Sigma} = J_1 + J_2. \quad (7)$$

Электромагнитная подсистема электропривода резания, приведенная на рисунке (6) остается без изменений, а электромеханическая система «Асинхронный электродвигатель – исполнительный орган» при замене упругой связи распределенных масс на абсолютно жесткую, представляется структурной схемой, изображенной на рисунке 7.

Структурная схема на рисунке 7 существенно проще исходной (рисунок 6), но тем не менее остается неприемлемой для синтеза регулятора тока из-за большого количества звеньев и связей между ними. Поэтому выполним дополнительные преобразования, с тем чтобы свести структурную схему к одному эквивалентному звену с входным воздействием  $M_c$  и выходной координатой  $\omega_1$ .

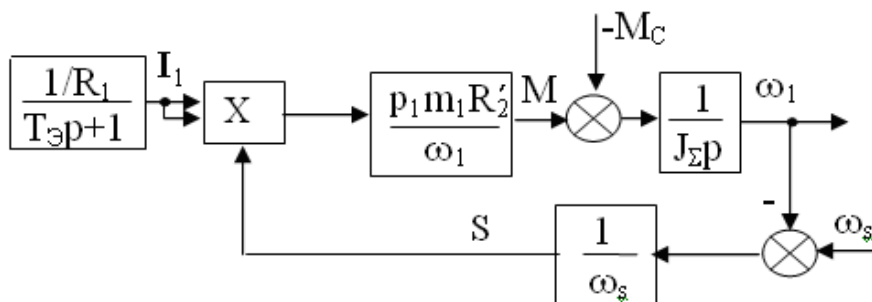


Рисунок 7 – Структурная схема электромеханической системы «Асинхронный электродвигатель – исполнительный орган» при абсолютно жесткой связи между ними

Однако решение задачи осложняется нелинейностью структурной схемы, связанной с блоком умножения. Для решения поставленной задачи разобьем структурную схему (рисунок 7) на две части и запишем два уравнения таким образом, чтобы первое уравнение включало параметры звеньев от питающего напряжения  $U_1$  до переменной  $M$ , а второе уравнение – от вращающего момента электродвигателя  $M$  до скорости вращения ротора –  $\omega_1$ :



$$M(p) = \frac{U_1 \cdot p_1 \cdot m_1(\omega_s - \omega_1)}{R_1(T_{\Sigma}p + 1)}; \quad \omega_1(p) = \frac{(M - M_C)}{J_{\Sigma}p}. \quad (8)$$

Учитывая коэффициент  $k_{\Sigma D}$ , связывающий ток и вращающий момент электродвигателя на рабочем участке механической характеристики, получим уравнения (9) в операторной форме записи

$$I_1(p) = \frac{U_1}{R_1(T_{\Sigma}p + 1)} \frac{\omega_s - \omega_1(p)}{\omega_s}; \quad \omega_1(p) = \frac{(I_1 - I_C)k_{\Sigma D}}{J_{\Sigma}p}. \quad (9)$$

Разрешив первое уравнение относительно угловой скорости вращения ротора  $\omega_1$ , и подставив его значение во второе уравнение, после преобразований получим:

$$M(p)(T_{\Sigma}T_M p^2 + T_M p + 1) = M_C(p) + T_M(p)U_1/R_1; \quad (10)$$

$$I_1(p)(T_{\Sigma}T_M p^2 + T_M p + 1) = I_C(p) + T_M(p)U_1/R_1, \quad (11)$$

где  $T_M = \frac{J_{\Sigma} \cdot S_K \cdot \omega_s}{2 \cdot p_1 \cdot M_K}$  – электромеханическая постоянная времени асинхронного электродвигателя, с.

Дифференциальное уравнение (10) линейное при  $U_1 = \text{const}$  и может быть представлено в виде структурной схемы, которая приведена на рисунке 8.

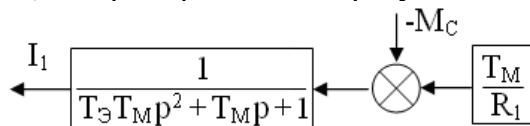


Рисунок 8 – Преобразованная структурная схема электромеханической системы «Асинхронный электродвигатель – исполнительный орган»

В результате проведенных упрощений получим структурную схему объекта управления – электропривода резания исполнительного органа проходческого комбайна, изображенную на рисунке 9.

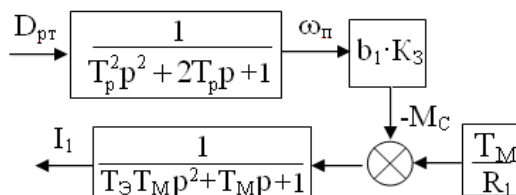


Рисунок 9 – Упрощенная структурная схема объекта управления – электропривода резания исполнительного органа проходческого комбайна

Микроконтроллерная система управления дискретная по принципу действия, и если частота входного сигнала превышает частоту дискретизации, то появляются низкочастотные составляющие, которые отфильтровать цифровыми фильтрами невозможно [5]. Согласно правилу Найквиста, частота дискретизации должна в 4 – 8 раз превышать наибольшую частоту входного сигнала, учитывая и высокочастотные помехи, которые являются источниками низкочастотных искажений при нарушении этого правила.

Сигналы аналоговых датчиков всегда искажены собственными высокочастотными шумами, внешними индуктивными и ёмкостными наводками. Для преобразования аналогового сигнала в двоичный код используются аналого – цифровые преобразователи (АЦП), которыми, как правило, оснащаются и микроконтроллеры. При использовании АЦП для ввода аналогового сигнала с датчиков тока в микроконтроллер возникает необходимость согласования уровней выходного сигнала датчика тока с уровнем сигнала на входе АЦП.

Во многих АЦП для этих целей предусмотрена система опорного высокоточного напряжения, позволяющая согласовать уровни выходного напряжения датчика тока и входного напряжения АЦП. На практике опорное напряжение не настраиваемое, а если и настраиваемое, то обеспечивает согласование напряжений только тогда, когда выходной сигнал датчика



тока не выше напряжения питания микроконтроллера. В противном случае необходимо применять внешние преобразователи уровня.

Перечисленные проблемы должны быть решены путем предварительной обработки сигналов аналоговых датчиков. Однако цепи обработки в сильной мере зависят от параметров конкретного датчика. Сравнив по стоимостным и техническим характеристикам датчики тока нескольких производителей, выбор остановим на датчике фирмы LEM типа LT 100-SP30, рассчитанный на тяжёлые промышленные условия работы. эффективное значение номинального тока датчика – 100 А;

Для обработки сигналов датчиков тока и импульсного датчика скорости необходим микроконтроллер со встроенными модулями АЦП. Чтобы обеспечить достаточную точность вычислений, используем микроконтроллер с шестнадцатитривиовыми регистрами и сигнальным DSP-процессором, с достаточно большим объёмом памяти данных, flash-памятью программ, располагающий аппаратным модулем умножения и деления. Этим условиям в полной мере удовлетворяет микроконтроллер фирмы Microchip dsPIC30F2010 с 16-битовым стандартным аккумулятором и с двумя 40-битовыми аккумуляторами сигнального процессора, питаемый от источника напряжения  $U_M = 5$  В.

Для согласования выхода датчика тока  $U_{ДТ} = 4$  В со входом АЦП используем опорные напряжения  $U_{REF+} = 4$  В, а  $U_{REF-} = 0$  В. Учитывая максимальную частоту, пропускаемую датчиком тока, и обеспечивая шестикратный запас, выбираем постоянную времени фильтра

$$T_{\Phi} = 6 / f_{ДТ} = 6 / 150000 > 0,00004 \text{ с.}$$

Для исключения возможности наложения частот, принимаем постоянную времени фильтра  $T_{\Phi}$  больше периода дискретизации  $T$  микроконтроллерной системы примерно в пять раз:  $T_{\Phi} = 5 T$ . Постоянной времени  $T_{\Phi}$  фильтра при синтезе регулятора тока, в виду её малости, можно пренебречь.

По максимальным значениям параметров определим коэффициент преобразования датчика тока

$$K_{ДТ} = 2^n / I_{ДТм}, \quad (12)$$

где  $n$  – разрядность АЦП, для выбранного микроконтроллера  $n = 10$ .

Зная данные цепи контроля тока электродвигателя и используя упрощённую модель объекта управления (рисунок 9), добавим в прямой канал регулятор тока и замкнем обратную связь по току  $I_1$  электродвигателя через датчик тока. В результате получим структурную схему контура управления током электродвигателя, которая приведена на рисунке 10.

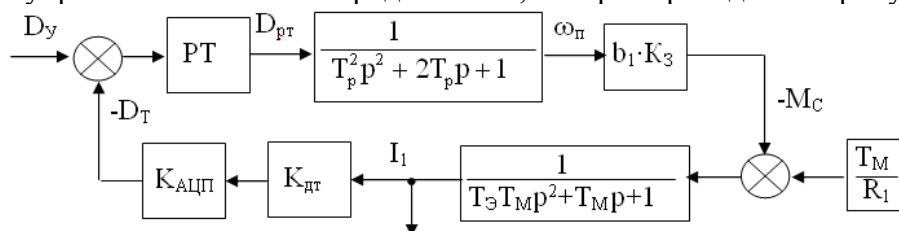


Рисунок 10 – Структурная схема контура управления током электродвигателя

Синтез регулятора тока, как и синтез регулятора скорости подачи, выполним по методу разнотемповых процессов, изложенному в работе [1], с учетом принципа инверсии. В результате получим следующую передаточную функцию регулятора тока электродвигателя привода резания

$$W_{PT}(p) = \frac{I_1(p)}{D_y(p) - D_T(p)} = \frac{(T_p^2 p^2 + 2 T_p p + 1)(T_э T_M p^2 + T_M p + 1)}{b_1 K_3 K_{АЦП} K_{ДТ} (T_p^2 p^2 + 2 T_p p + 1)(T_э p + 1)^2}, \quad (13)$$

где  $D_y(p)$  – двоичный код задания по току электродвигателя;  $D_T(p)$  – двоичный код датчика тока.

Структурная схема полной модели объекта управления – электропривода резания исполнительного органа проходческого комбайна с упрощенной моделью контура скорости подачи приведена на рисунке 11.

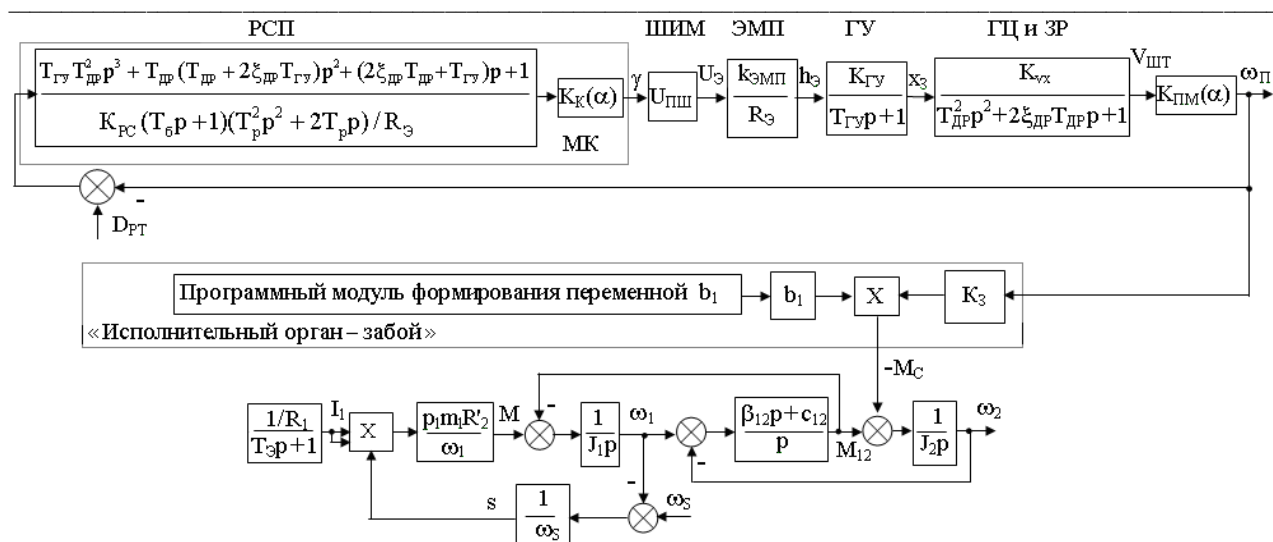


Рисунок 11 – Структурная схема полной модели объекта управления электропривода резания исполнительного органа проходческого комбайна с упрощенной моделью контура скорости подачи

В цифровой микроконтроллерной системе, вследствие согласования уровней выхода датчика тока и входа АЦП, имеем  $K_{АЦП} K_{ДТ} b_1 K_3 = 1$ .

Синтез регуляторов скорости подачи и тока выполнен по упрощенным передаточным функциям электропривода резания и исполнительного привода подачи (по желаемым передаточным функциям второго порядка), в связи с чем производилась декомпозиция системы на подсистемы медленных и быстрых процессов с последующим пренебрежением корней характеристического полинома быстрой подсистемы.

Следует ожидать, что заметных отклонений процессов в системе, оснащенной регуляторами, синтезированными по упрощенным моделям, при работе с реальным объектом управления не будет. Однако есть возможность оценить качественные показатели работы регуляторов, если произвести исследование их взаимодействия с полной моделью системы приводов. За основу примем систему, структурная схема которой изображена на рисунке 11. В этой системе заменим приближенную модель исполнительного привода подачи полной, структурная схема которой приведена на рисунке 2.

Также сохраним полные модели звена «Исполнительный орган – забой» и электропривода резания, приведенные на рисунке 11.

На основании указанных допущений разработаны технические требования и методика определения параметров системы управления, которые положены в основу проектирования микроконтроллерной системы стабилизации ординарных и ограничения экстремальных нагрузок электропривода резания исполнительного органа проходческого комбайна.

Основные технические характеристики микроконтроллерной системы стабилизации нагрузок комбайна 1ГПКС:

- род тока.....переменный;
- длительная мощность, кВт.....55,0;
- напряжение питающей сети, В.....660,1140;
- регулируемые параметры.....скорость исполнительного привода подачи, ток электропривода резания;
- способ регулирования тока.....программно-управляемый, цифровой;
- максимальный регулируемый ток .....1,5 · I<sub>НОМ</sub> в течении 120 с;
- диапазон регулирования тока, I<sub>р</sub>.....(от 0,68 до 1,34) I<sub>НОМ</sub>;
- диапазон изменения уставок.....(0,68; 1,0; 1,34) I<sub>НОМ</sub>;
- погрешность стабилизации скорости подачи, %.....5;
- предельная частота коммутации уставок, Гц.....15000.

Как уже отмечалось, синтез регуляторов скорости подачи исполнительного органа и регулятора тока электродвигателя привода резания выполнены по упрощенным моделям объекта управления (желаемым передаточным функциям второго порядка). Это позволило получить предварительный анализ соответствия результатов компьютерного моделирования процессов – реальным при исследовании переходных процессов полных моделей объектов управления (рисунок 12).

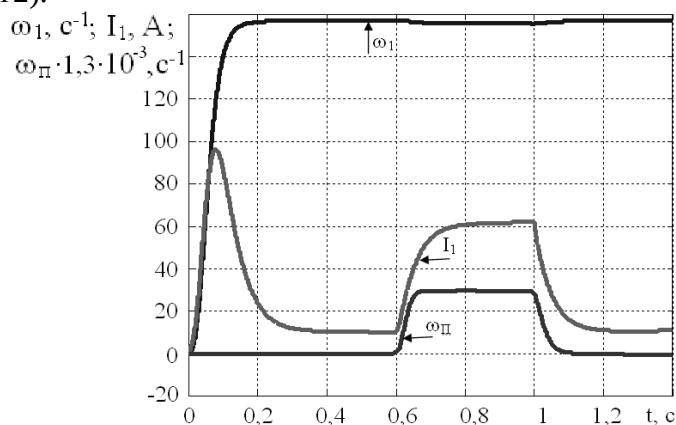


Рисунок 12 – Переходные процессы по току, угловой скорости вращения ротора электродвигателя привода резания и скорости подачи исполнительного органа проходческого комбайна, выполненные на компьютерной модели

Компьютерное моделирование системы приводов стреловидного исполнительного органа проходческого комбайна с микроконтроллерной системой стабилизации ординарных и ограничения экстремальных нагрузок на полной модели объекта управления показало, что качество переходных процессов удовлетворяет заданным требованиям:

- быстродействие системы по току электродвигателя привода резания не превышает 0,2 с;
- перерегулирование отсутствует, поскольку  $\xi = 1$ , переходной процесс плавный.

В связи с полученными результатами по компьютерному моделированию системы стабилизации нагрузок подтверждено соответствие показателей качества процесса регулирования заданным. Это позволяет предотвращать «опрокидывание» асинхронного электродвигателя привода резания исполнительного органа при его контакте с твердым включением, что расширяет функциональные возможности проходческого комбайна в условиях действия нагрузок, превышающих предельно допустимые, а плавность переходных процессов при наложенных ограничениях, обеспечит максимальную производительность, а также повышение надежности и долговечности этой машины.

#### Выводы

1. Разработан метод синтеза регуляторов контуров многоконтурных систем с медленными и быстрыми процессами на основе желаемой передаточной функции медленных процессов объекта управления, а введение больших корней в знаменатель передаточной функции регулятора обеспечило его физическую и алгоритмическую реализуемость без применения чувствительной к помехам и ошибкам измерения операции дифференцирования входного сигнала.

2. В качестве эталонной предложена передаточная функция медленных процессов второго порядка, которая устанавливает функциональную зависимость параметров передаточных функций регулятора и объекта управления, формирующей условия для задания желаемых показателей качества системы управления в переходных и установившихся режимах, а передаточная функция подсистемы быстрых процессов обеспечивает физическую реализуемость регуляторов.

3. Выполнены исследования контуров скорости подачи исполнительного привода и стабилизации тока электродвигателя главного привода. Исследования подтвердили соответствие процессов созданной системы управления техническим требованиям к микроконтрол-

лерной системе стабилизации нагрузок электропривода резания исполнительного органа проходческого комбайна.

4. Сформированы переходные и установившиеся процессы с заданными показателями быстродействия, которое составило 0,2 с, точности и перерегулирования, слабочувствительные (робастные) к изменению параметров микроконтроллерной системы управления режимами работы исполнительного органа, что дало возможность получить при наложенных ограничениях максимум производительности, повышение надежности и долговечности проходческого комбайна в условиях действия нагрузок, превышающих предельно допустимые.

5. Получено соответствие данных вычислительного эксперимента с использованием регуляторов, синтезированных по упрощенным моделям (желаемым передаточным функциям второго порядка), с результатами компьютерного моделирования на полной комплексной модели объекта управления.

#### Список литературы

1. Мещерина, Ю.А. Метод синтеза систем с заданными переходными и установившимися процессами [Текст] / Ю.А. Мещерина // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей межд. науч.-практ. конф.; СибГИУ. – Новокузнецк, 2008. – С. 210 – 215.
2. Агафонов, Б.Е. Дискретное управление электрогидравлическим приводом [Текст] / Б.Е. Агафонов и др. – М.: Энергия, 1975. – 88 с.
3. Чиликин, М.Г. Теория автоматизированного электропривода [Текст] / М.Г. Чиликин, В.И. Ключев, А.С. Сандлер. – М.: Энергия, 1979. – 616 с.
4. Докукин, А.В. Корреляционный анализ нагрузок выемочных машин [Текст]: монография / А.В. Докукин и др. – М.: Наука, 1969. – 136 с.
5. Олсон, Г. Цифровые системы автоматизации [Текст] / Г. Олсон, Д. Пиано. – СПб.: Невский диалект, 2001. – 557 с.

УДК 622.13.10

### ИНФОРМАЦИОННО УПРАВЛЯЮЩИЕ СИСТЕМЫ ДЛЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

<sup>1</sup>Пугачев Е.В., <sup>1</sup>Лапин С.Э., <sup>2</sup>Кокорев А.Н.

**1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»**

**г. Новокузнецк, Россия**

**2 - Уральский государственный горный университет**

**г. Екатеринбург, Россия**

Повышение темпов добычи полезных ископаемых все более актуализирует проблемы эффективности оперативно-диспетчерского контроля и управления технологическим оборудованием путем внедрения на горнодобывающих предприятиях комплексных АСУП и АСУТП.

Автоматизированная система управления производством угольной шахты выполняет следующие функции:

- централизованный контроль, диагностику и мониторинг состояния, положения и режимов работы всех агрегатов, оборудования и технологических процессов горнодобывающего предприятия, состояния шахтной атмосферы, состояния горного массива (управления горным давлением), особенно в аварийных ситуациях, обеспечение безопасности труда шахтеров путем введения подсистем: аэрогазового контроля шахтной атмосферы; комплекса аварийного оповещения и селективного вызова; позиционирования горнорабочих и транспорта; поиска людей за и под завалами; идентификации в реальном времени состояния горно-технологического объекта на основе комплексной обработки данных, поступающих от соот-

ветствующих датчиков; прогнозирования метановыделения и управления на их основе угледобывающими и проходческими комплексами.

- дистанционное управление технологическим оборудованием, в том числе и без участия человека;

- выработку управляющих решений, советов и рекомендаций горному диспетчеру и другим специалистам шахт для конкретных ситуаций: прогноз горно-динамических явлений, загазирования, разработки и корректировки плана ликвидации аварий, управления агрегатами и технологическим оборудованием в различных режимах работы и непрерывно изменяющихся внешних условиях, а также режимных параметров горно-технического объекта (ГТО);

- регистрацию основных параметров технологических процессов (добыча, проходка, проветривание и др.) и различных производственных объектов;

- регистрацию всех событий, происходящих на производственных объектах: текущих включений, выключений агрегатов и механизмов, изменения режимов их работы, отклонения режимных параметров технологических процессов и состояния оборудования от нормативных значений.

Указанная система должна обеспечивать:

- работу производственных машин механизмов без присутствия дежурного персонала;

- соблюдение технологической дисциплины, безопасности эксплуатации и сохранность технологического оборудования;

- снижение себестоимости продукции за счет сокращения простоев технологического оборудования;

- уменьшение затрат на реализацию функций централизованного управления и диспетчерского контроля за счет применения новейших средств вычислительной техники и телекоммуникаций, а также внедрения современных информационных технологий в процесс управления производством;

- многоуровневое (с требуемой степенью детализации) отображение информации для оперативного и диспетчерского персонала.

- контроль и управление расходом электроэнергии и эффективное ее распределение;

- экономию электроэнергии за счет ее рационального использования;

- гибкость использования, приспособляемость к изменяющимся горно-геологическим условиям, а также и к изменению режимов работы производственных объектов и внешних условий;

- охватывать все технологические объекты горного предприятия.

Объектами контроля и управления горнодобывающего предприятия являются агрегаты и установки, участвующие в технологическом процессе:

- непосредственно добыча угля (очистной комплекс, участковые конвейерные ленты, маслостанции и т. п.);

- подготовительные работы (проходческие комбайны, перегружатели, самоходные вагонетки);

- промышленная безопасность;

- электро и пневмоснабжение (поверхностные и подземные распределительные пункты, трансформаторы и другие элементы подстанций, компрессоры);

- вентиляция (вентиляторные и калориферные установки, маслостанции, направляющие и спрямляющие аппараты);

- транспортировка горной массы (разветвленные конвейерные линии, электровозное хозяйство, подъемные установки);

- водоотлив (насосы, водосборники, трубопроводы);

- централизованное диспетчерское управление (системы телесигнализации, телеизмерения и телеуправления).

В настоящее время решение задач контроля и управления безопасностью и технологическими процессами, оценка и прогноз опасных технических и геодинамических явлений, а также пожароопасности на угольных шахтах имеет ряд особенностей:

- на шахтах имеются технически и морально устаревшие, несовместимые друг с другом и с современными информационными системами аппаратные средства, которые не обладают необходимыми характеристиками и не позволяют интегрировать их в единую информационную систему;

- известные методы и алгоритмы оценки, прогноз состояния горно-технологического объекта и безопасность горных работ ориентированы на использование устаревшего оборудования, которое в большинстве случаев, не соответствует современному уровню развития науки и техники;

- разработка новых методов и алгоритмов затруднена из-за отсутствия технических средств мониторинга и необходимого количества априорной информации;

Вместе с тем, имеются отечественные и зарубежные датчики всевозможных технических и технологических параметров, компьютерные устройства обработки и передачи информации, алгоритмические и программные средства, опыт создания промышленных компьютерных систем. Все это позволяет реализовать полноценную шахтную информационно – управляющую систему; опыт использования СИСТЕМ фирмы "Трансмиттон" и «Микон 1Р», «Микон-3», «Гранч», «Devis Derby» и др. на шахтах Кузнецкого угольного бассейна.

Однако указанные выше системы не позволяют охватить все вышеперечисленные объекты либо по техническим причинам, либо в силу дороговизны отдельных узлов и устройств.

Помимо выше означенных требований, которые носят характер скорее информационно-точных, также важны требования, относящиеся скорее к технико-экономическим показателям систем управления (имеются ввиду именно системы управления абстрагировано от самого объекта автоматизации), которые выходят на первое место, как для проектировщиков, так и для персонала производящего монтаж и обслуживание систем автоматизации.

При проектировании и внедрении СА необходимо учитывать следующие требования:

- оперативность проектирования систем в условиях крайней ограниченности информации об объекте управления, что в свою очередь, вынуждает закладывать в СУ как алгоритмическое обеспечение так и элементную базу, позволяющие максимально быстро перестраивать систему как до пуска объекта (в процессе проектирования, монтажа и наладки) так и в процессе функционирования системы, вследствие расширения или модернизации производства;

- максимально возможное быстроедействие и надежность систем, отвечающих за экстренные и аварийные остановки агрегатов и технологических комплексов, от чего напрямую зависит безопасность технологического персонала, а также сохранность оборудования, способствующая уменьшению затрат связанных с простоем и ремонтом оборудования;

- высокую степень эргономичности и доступности человеко-машинного интерфейса, что также важно с точки зрения понимания оператором сложившейся технологической ситуации, позволяющую максимально адекватно принимать и реализовывать решения;

- по возможности обеспечивать низкую стоимость СУ и затрат на ее обслуживание.

Из обозначенных требований и ограничений становится очевиден вывод, что для сложных распределенных объектов управления (ОУ) необходимо произвести декомпозицию задач по степени значимости с учетом пространственных параметров объекта, используя информацию о характеристиках современных технических средств.

На первом месте стоит задача безопасности и надежности технологического персонала и оборудования, т.е. необходимо обеспечить минимальное время реакции СУ при возникновении аварийных ситуаций. Для решения подобных задач, в качестве элементной базы, используются вычислительные устройства, которые можно подразделить на два класса:

- программируемые логические контроллеры (ПЛК);
- IBM-совместимые промышленные компьютеры или microPC.

Каждый из классов устройств обладают как положительными, так и отрицательными сторонами. Однако те и другие делают возможным создание систем с требуемыми свойствами, обеспечивающими надежность и время реакции порядка  $10^{-4} - 10^{-3}$  с. Это оборудование позволяет так же решать и задачи более высокого уровня иерархии, такие как автоматическое управление технологическими агрегатами и их связями, а так же выполнение технологического регламента.

Необходимо также отметить, что нижний уровень автоматизации можно разделить еще на несколько ступеней с жесткой вертикальной иерархией, что обуславливается распределенностью объекта управления, наличием большого количества мелких агрегатов, требованиями и условиями монтажа, функционированием сетей и телеметрии и т.д. Вышеизложенное определяет актуальность создания шахтной АСУП, удовлетворяющей всем приведенным требованиям на базе нескольких систем, решающих специализированные локальные задачи, путем интеграции в единый универсальный комплекс, использующий широкий спектр современных информационных технологий.

Например, предлагаемая система на базе шахтной многофункциональной газоаналитической системы «МИКОН 1Р» или в новом варианте «Микон-3», с использованием промышленных свободно программируемых контроллеров, которые расширяют возможности данной системы, особенно для объектов поверхностного комплекса шахты.

Управляющий комплекс (рисунок 1) представляет собой трехуровневую систему.

В состав комплекса, который находится на первом нижнем уровне (в подземных условиях) входят:

- устройства контроля и управления подземными стационарными и передвижными установками, а также концентраторы сигналов газоанализаторов на базе подземных программируемых контроллеров VAL101P;
- концентраторы сигналов существующих телеметрических систем (КП «Ветер», АС-9);
- газоанализаторы и датчики различных сред и состояний оборудования и шахтной атмосферы;
- подземные линии передачи данных (существующие телефонные линии).

В состав комплекса контроля и управления поверхностными объектами шахты (второй нижний уровень) входят:

- программируемые логические контроллеры (количество зависит от объекта контроля и управления): Alan-Bradley, модули Adam и др.;
- щиты управления установками и оборудованием (вентилятором, калорифером и др.);
- различные датчики (тока, напряжения, счетчики электроэнергии и др.) и интерфейсные устройства;
- устройства передачи данных и каналы связи (радиоканал, радиомодемы, промышленные информационные сети (в приведенной схеме Modbus) и др.).

В состав поверхностного комплекса обработки данных и управления (3-ий уровень) входят:

- устройства приема-передачи информации (модемы, в том числе опто- и радио);
- промышленные серверы обработки данных (ЦЭВМ);
- устройства совмещения с существующими шахтными телеметрическими системами (такими как «Ветер», «Метан»);
- рабочие станции операторов, диспетчеров и главных специалистов предприятия (ЭВМ);
- наземные компьютерные вычислительные сети (Ethernet, Modbus);
- концентраторы сетевых сигналов (НАВ, различные маршрутизаторы, информационные мосты и др.);
- глобальная база данных системы (дисковый массив).



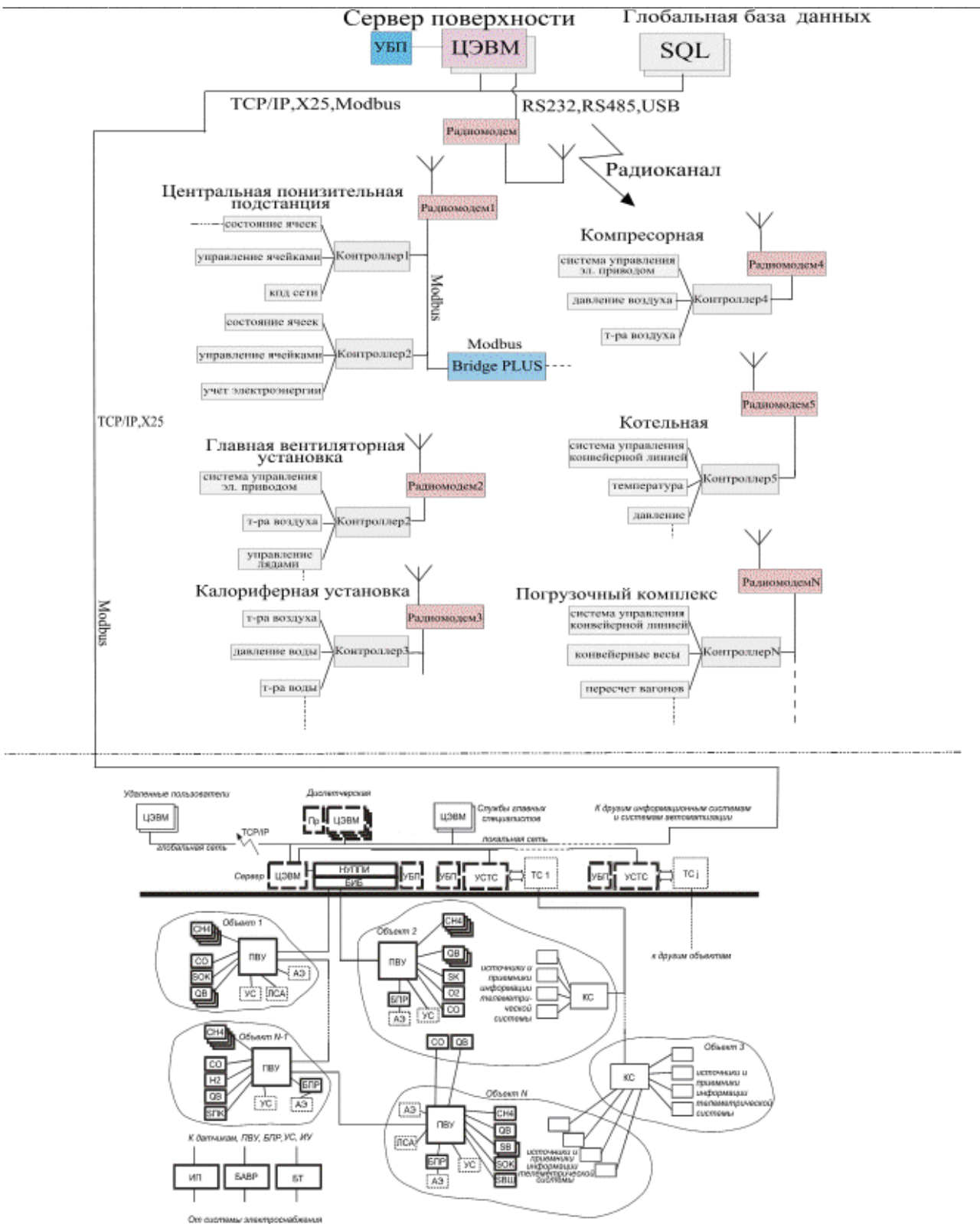


Рисунок 1 - Комплексная АСУП горнодобывающего предприятия

Для реализации человеко-машинного интерфейса и ведения баз данных, логично использовать рабочие станции операторов, выполненные на базе персональных компьютеров с установленными на них SCADA-пакетами (Supervisor Control And Data Acquisition), позволяющие производить обмен данными с устройствами нижнего уровня (ПЛК или microPC), а также предоставляющие удобный пользовательский интерфейс и возможность ведения баз данных. При выборе SCADA-систем немаловажную роль играют не только и не столько ха-



рактеристики самой SCADA-системы (цена, удобство, количество поддерживаемых тегов и т.д.), которые не слишком отличаются у разных производителей, но и операционная система, на которой базируется SCADA. Опыт авторов показывает, что SCADA-системы под ОС Windows (в том числе Windows NT) не обеспечивают достаточной надежности, надлежащего времени реакции и количества поддерживаемых тегов. Единственным их достоинством, до последнего времени, оставалась простота разработки приложений и обмена данными с другими приложениями. Однако, в последнее время, и эти достоинства «померкли», т.к. SCADA-системы под ОС QNX, наряду со стабильностью работы приложений, стали предлагать и довольно удобные средства разработки, с возможностью обмена данными.

Верхний уровень систем автоматизации, как правило, тоже разделен, но не всегда имеет жесткое вертикальное подчинение.

Программное обеспечение третьего уровня системы выполняется на основе специализированных SCADA-пакетов фирмы «ИНГОРТЕХ» и зарубежных фирм-производителей программного обеспечения и средств промышленной автоматизации. Необходимый перечень программно-технических средств, включает в себя:

- средства сбора и передачи информации;
- средства передачи управляющих сигналов на исполнительные и сигнализирующие устройства;
- базу данных контролируемых параметров, сигналов управления и сигнализации (SQL база данных);
- средства ведения архивов различных технических и технологических событий (аварии и отказы системы, выход контролируемых параметров за допустимые границы и т.п.) с полным или выборочным сохранением контролируемых параметров и обеспечение доступа к ним;
- средства обработки информации по произвольно задаваемым алгоритмам (свободное технологическое программирование);
- средства отображения информации (мнемосхемы, индикаторы, диаграммы, графики, сигнализирующие табло и т.д.) и графическое представление типовых органов управления;
- средства документирования технологического процесса и работы системы;
- средства защиты от несанкционированного доступа;
- многооконный пользовательский графический интерфейс со средствами его интерактивного создания и редактирования.

Алгоритмы контроля и автоматизированного управления реализуются применительно к каждому объекту на основе пакетов программ, реализующих язык релейной логики (Venturion Logic Package, IEC 61131 –3 programming software и др.)

Набор программно-технических средств и алгоритмического обеспечения уникален в каждом конкретном случае и зависит от горно-геологических условий, объектов контроля и управления, режимов работы объектов и набора внешних воздействий. Программное обеспечение может строиться и на основе универсальных SCADA пакетов, но их характеризует более высокая стоимость. Этот набор также определяется в зависимости от конкретного объекта управления. Примерная функциональная схема размещения датчиков и управляющих устройств для типовых производственных объектов шахты приведена на рисунке 1.

Техническое состояние средств самой СИСТЕМЫ является первым этапом, обеспечивающим в дальнейшем оценивание и прогнозирование различных параметров опасности и технологических состояний ГТО. Опыт эксплуатации ШИУС показывает важность и необходимость диагностики технических средств ШИУС и формирования периодических сводок об их техническом состоянии для служб эксплуатации, так как зачастую обслуживающий персонал не в состоянии определить неправильную работу внешне исправно функционирующих датчиков. Подавляющее большинство нештатных ситуаций связаны с неправильной настройкой (конфигурированием) СИСТЕМЫ и ошибками, возникающими при монтаже СИСТЕМЫ. Так как часть технических средств СИСТЕМЫ (датчики) передвигаются вместе с забоями, то службы эксплуатации постоянно производят перенос датчиков с их полной или

частичной перекоммутацией. К особенностям эксплуатации сигнальных линий в шахтах также относятся: отсутствие кабельных ящиков, широкое применение скруток для соединения проводников и высокая влажность. Это приводит к изначально низкому и непрерывно ухудшающемуся качеству соединений. Как правило, срок эксплуатации узла коммутации, выполненного с помощью скруток, даже для выработок со сравнительно низкой влажностью не превышает 6-8 месяцев. Если же в выработке проводятся горные работы, передвигается оборудование, то обрывы сигнальных линий и линий питания могут происходить с периодом в несколько дней.

Идентификацию технического состояния датчиков СИСТЕМЫ можно осуществлять с помощью специальных добавочных характеристик - статусов сигналов. Каждому значению аналоговых и дискретных сигналов СИСТЕМЫ поставлен в соответствие статус сигнала. Статус аналоговых сигналов позволяет идентифицировать следующие технологические и технические состояния датчиков и контролируемых параметров:

- пересечение установленных пороговых уровней;
- выход за допустимые пределы измерения;
- отказ или нормальное состояние.

Дискретные сигналы могут иметь два статуса:

- разомкнутое состояние «сухого контакта»;
- замыкание «сухого контакта» с диодом или без него.

Симптомы различных видов неисправностей проявляются в виде характерных частотных составляющих в статусах контролируемых сигналов. Так, при попадании на дискретные входы подземных вычислительных устройств, которые предназначены для контроля состояния «сухих контактов», потенциальных сигналов, на поверхностный компьютерный комплекс передается не реальное дискретное состояние «сухого контакта», а частотный сигнал с основной гармоникой в диапазоне 0,1-0,5 Гц с произвольными статусами. При пропадании контакта в цепи питания датчиков, подключенных шлейфом к блоку питания, для всех датчиков после точки обрыва. Одновременно передаются сигналы «отказ датчика», а при восстановлении питания эти сигналы одновременно исчезают. Понятно, что этот тип неисправности требует группового частотного анализа. Типовыми неисправностями также являются ненадежные контакты в сигнальных линиях. Неисправности такого рода проявляются в смене статусов сигналов, одним из которых является «отказ датчика», с частотой 0,001-0,01 Гц. Раскалибровка аналоговых датчиков, которая характерна для датчиков с истощаемым ресурсом чувствительного элемента (термокаталитический чувствительный элемент датчика метана, электрохимические ячейки датчиков оксида углерода и водорода и др.), вызывает периодическое появление статуса «выход за нижний допустимый предел измерения» и т.п. Диагностическим признаком ненормальной работы датчиков и линий связи также является наличие периодических составляющих в сигнале аналогового датчика, при этом частота периодической составляющей не превышает 1 Гц, а амплитуда - величину полезного сигнала. Причинами частотных составляющих являются - электромагнитные помехи и некачественные линии передачи аналогового сигнала.

Известен способ оценки достоверности сигналов, который основан на сравнении скорости изменения сигнала с априорно известной максимально возможной скоростью его изменения. Для параметров шахтной атмосферы (концентрации газов, скорость воздуха, температура, давление, влажность) максимальные скорости изменения могут быть оценены по постоянным времени соответствующих датчиков, которые обычно составляют 10-30 с. Однако, в некоторых случаях для газовых датчиков характерна форма изменения сигнала во времени с первоначальным быстрым линейным ростом и медленным экспоненциальным спадом сигнала близким к импульсной характеристике. Периодические составляющие измеряемых сигналов с частотами выше собственных частот соответствующих датчиков, должны быть отфильтрованы системой обработки информации ШИУС. Эти фильтры желательно располагать в месте выполнения аналого-цифрового преобразования, однако, если такие

фильтры не предусмотрены, то фильтрация аналоговых сигналов должна быть выполнена на этапе оценивания технического состояния ШИУС.

Таким образом, большинство возможных технических состояний датчиков, линий питания и связи может быть определено путем частотного или корреляционного анализа их статусов и значений.

Анализ значений сигналов можно использовать для идентификации технических и технологических состояний горно-технологического объекта. При этом, в первую очередь, должна проводиться идентификация технологических состояний ГТО, затем определение его технического состояния, на основе чего в дальнейшем возможно прогнозирование конкретных параметров опасности.

Структура общей процедуры обработки данных, поступивших от датчиков, должна быть построена в виде последовательно включенных блоков обработки информации, которые также выполняют функции фильтров (рисунок 2).

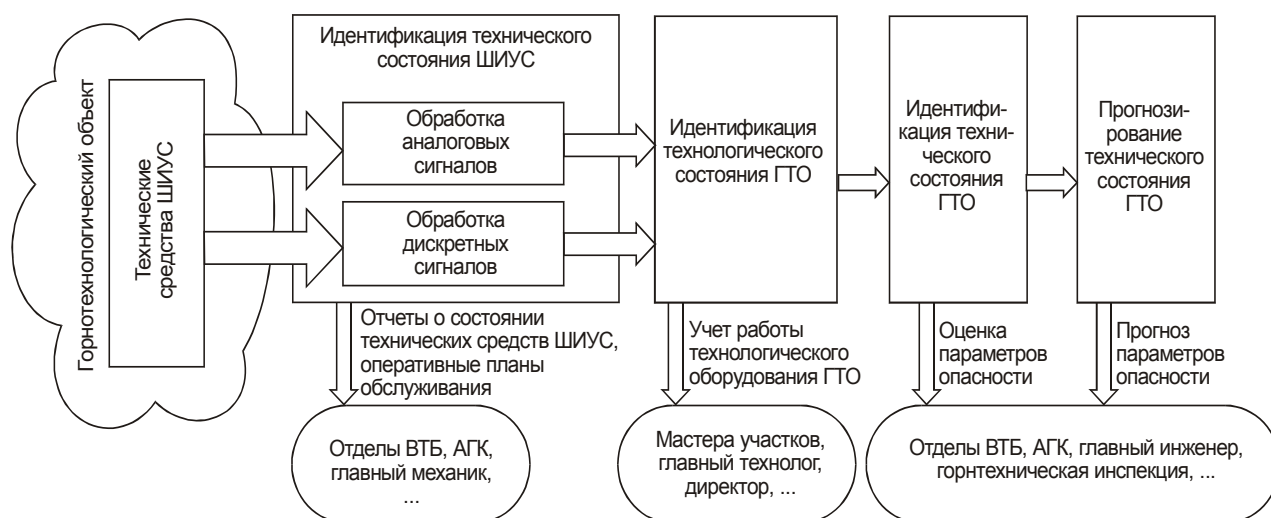


Рисунок 2 - Структура системы идентификации состояний горно-технологического объекта

Первый блок предназначен для идентификации технического состояния элементов ШИУС. Элементы этого блока удаляют из потока данных информацию, которая соответствует помехам, неисправностям используемых технических средств и которая может быть неверно интерпретирована при дальнейшей обработке. На этом же этапе формируют ежедневные (ежесуточные) сводки технического состояния ШИУС, которые используются службами эксплуатации как оперативные планы ремонта и обслуживания. При этом обслуживание технических средств ШИУС происходит по их фактическому состоянию, что позволяет уменьшить стоимость эксплуатации.

Важно отметить, что в базу данных системы записывается вся информация, поступающая от технических средств ШИУС, т.е. без учета результатов ее обработки. Это делает возможным апостериорную обработку информации.

После первого блока данные, из которых исключена информация, вызванная помехами и неисправностям, поступают на блок идентификации технологических состояний ГТО, в котором проводится совместный анализ данных о работе основного и вспомогательного технологического оборудования и состоянии атмосферы ГТО. На основании такого анализа идентифицируются изменения состояния атмосферы ГТО, обусловленные нормальной или аварийной работой технологического оборудования. К таким состояниям относятся внезапные выбросы метана из угольного пласта при работе комбайна, увеличение концентрации метана при остановке вентиляторов, выделение оксида углерода при возгорании приводов и лент конвейерных линий или при проведении взрывных работ и т.п. Также производится учет работы основного и вспомогательного технологического оборудования и создаются отчеты о производственном процессе добычи полезного ископаемого.

В последнюю очередь поток данных о состоянии ГТО, из которого «отфильтрованы» данные, вызванные влиянием технических средств ШИУС и технологическими процессами, поступают на блоки идентификации технического состояния ГТО. Если использовать терминологию теории автоматического управления, то можно говорить, что на вход этих блоков поступает информация, характеризующая «собственную динамику» ГТО, а на их выходе должны формироваться текущие оценки различных видов опасности.

Очевидно, что обработку данных необходимо производить в темпе реальных технических и технологических процессов. Так как темпы у различных технических и технологических процессов отличаются, то и идентификацию состояний ШИУС и ГТО должна проводиться на основе информации, обрабатываемой на различных промежутках времени. При этом минимальная длительность обработки и максимальное быстродействие соответствует блоку идентификации технического состояний ШИУС, а максимальная длительность - блоку идентификации технического состояний ГТО. По нашим оценкам идентификация технического состояния ШИУС должна производиться на данных, рассматриваемых за промежуток времени длительностью от единиц до сотен секунд, идентификация технологического состояния ГТО – от единиц до десятков минут, а идентификация технического состояния ГТО – от единиц до десятков часов. Период квантования исходных данных для перечисленных задач также может составлять секунды, минуты и часы соответственно.

Необходимо отметить, требования к быстродействию блоков идентификации могут быть значительно снижены, так как в настоящее время не существует норм и правил определяющих подобные характеристики ШИУС. Таким образом, вся описываемая обработка информации может быть апостериорной.

Очевидно, что на всех перечисленных этапах обработки информации применимы различные численные методы обработки и анализа данных. Рассмотрим более подробно вычислительные процедуры, которые целесообразно применять для подготовки и анализа данных, поступающих от аналоговых и дискретных датчиков системы «Микон 1Р».

Особенностью системы «Микон 1Р» является асинхронная передача данных от датчиков на наземный компьютерный комплекс. Условиями передачи информации являются изменение статуса сигнала, т.е. пересечение задаваемых пороговых уровней, выход за допустимые пределы измерения, отказ или возвращение в нормальное состояние для аналоговых датчиков и изменение состояния или короткое их замыкание без диода для дискретных сигналов.

Аналоговые сигналы также передаются при их изменении на 10 % от последнего переданного значения или при изменении на задаваемый процент от всей шкалы. Очевидно, что сигналы от различных датчиков не синхронизированы и не квантованы по времени, поэтому первой численной процедурой обработки является временная нормализация сигналов, для которой необходимо выбрать период квантования, с которым должны быть восстановлены промежуточные значения контролируемых параметров. Период квантования в основном определяется максимальной точностью временной привязки сигнала. В большинстве серийных ШИУС используется последовательная передача данных от подземных вычислительных устройств, осуществляющих измерение, к наземному компьютерному комплексу, обеспечивающему обработку информации, при этом используемые протоколы не предусматривают снабжение всех измерений временными метками. Опыт эксплуатации системы показывает, что максимальная задержка при передаче информации не превышает 5-10 с. Для нормализации данных, собираемых системой «Микон 1Р», период квантования выбран равным 1 с. Для нормализации сигналов при апостериорной обработке информации можно использовать интерполяцию первого или нулевого порядка, а при обработке сигнала в реальном времени - экстраполяцию нулевого порядка.

На фильтры технологического и технического состояния ГТО должны поступать сигналы со статусами, которые соответствуют нормальной работе технических средств. Это достигается путем «вырезки промежутков времени» с сигналами, статусы которых свидетельствуют о неисправности технических средств ШИУС.

Для обработки информации на этапе идентификации технического состояния ШИУС целесообразно использовать известную методику частотного анализа данных в «окне», суть которой заключается в следующем: на имеющийся массив данных (сигнал) накладывается «окно», в пределах которого осуществляется расчет частотных характеристик. Ширина «окна» может варьироваться, что обеспечивает анализ возможной тенденции изменения сигнала как в краткосрочном, так и в долгосрочном периоде. В зависимости от ширины окна, а также целей проводимого анализа возможен выбор того или иного алгоритма обработки сигнала с целью получения различных частотных показателей.

Приведенные методы и алгоритмы анализа поступающей в ШИУС информации необходимы в первую очередь для предотвращения различных аварийных ситуаций, связанных с внезапными выбросами угля и метана, загазирования, горными ударами и др. Их применение на практике позволит не только получать оперативную информацию, которую могут использовать специалисты шахт. Грамотное и своевременное прогнозирование нештатных ситуаций позволит повысить безопасность ведения горных работ и производительность труда.

Опыт эксплуатации шахтных информационно-управляющих систем в Кузбассе показывает, что разработка и внедрение промышленных информационных технологий на угольных шахтах имеет следующие особенности:

1. Современные шахтные информационно-управляющие системы строятся как многофункциональные и универсальные. Их алгоритмические и программные средства обеспечивают решения на единой аппаратной платформе задач обеспечения безопасности горных работ, шахтной автоматики, оценки и прогноза опасных технических и геодинамических явлений и пожароопасности.

2. Линии передачи данных шахтных сетей должны совпадать с топологией контролируемого пространства, которое в большинстве случаев, с точки зрения возможности прокладки кабельных линий, имеет вид «дерева».

3. Электрические характеристики сигналов и технических средств передачи данных должны соответствовать требованиям искробезопасности, что принципиально по энергетическим характеристикам ограничивает скорость передачи информации при использовании кабельных линий связи. При этом технически обоснованно стремление передать максимальное количество функций обработки информации и выработки сигналов управления на локальный уровень (агрегат, забой, участок).

4. В настоящее время и в обозримом будущем в качестве основной физической среды передачи данных будут использоваться обычные шахтные телефонные кабели, в которых отсутствуют сформированные экранированные витые пары. Это позволяет говорить о необходимости разработки специальных интерфейсов и протоколов связи для шахтных информационно-управляющих систем, которые должны соответствовать противоречивым требованиям искробезопасности, надежности передачи и низкой чувствительности к изменению параметров линий связи.

5. Основным способом обеспечения взрывозащищенности ШИУС является «искробезопасная цепь». Это делает задачу снижения потребления энергии аппаратурой ШИУС актуальной. При этом для традиционных датчиков с аналоговым выходом более предпочтительным является выходной сигнал напряжения (0,4-2 В), а не тока (0-5 или 4-20 мА).

6. Снижение потребляемой энергии делает возможным обеспечение ШИУС высоконадежными источниками питания, подключенными к подземным источникам энергии и снабженными аккумуляторными батареями. При этом источники питания, при наличии в них «интеллекта», что обеспечивает дистанционное управление потребителями энергии, могут обеспечить работу ШИУС в течение 1-5 суток. Но все же, оптимальным решением является комбинированное питание ШИУС – с поверхности и от подземных аккумуляторных источников питания.

Анализ задач контроля безопасности, мониторинга технического и технологического состояния угольной шахты позволяет выявить особенности расположения источников ин-

формации и определить рациональные наборы технических средств, позволяющие реализовывать заданный перечень функций ШИУС.

#### Список литературы

1. Бабенко А.Г. Шахтные информационно-управляющие системы // Изв.вузов. Горный журнал. – 1999. - №11-12. – С.76-83.
2. Многофункциональный информационно-управляющий комплекс «Микон 1Р» // Карякин А.Л., Бабенко А.Г., Лапин С.Э., Матвеев В.В., Ольховский И.Ф. // Изв.вузов. Горный журнал. – 1999. - №11-12. – С.83-91.
3. Программное обеспечение шахтного информационно-управляющий комплекс «Микон 1Р» // Бабенко А.Г., Карякин А.Л., Ольховский И.Ф. // Изв.вузов. Горный журнал. – 2000. - №1. – С.83-90.
4. Структура системы идентификации технических и технологических состояний горно – технологических объектов и шахтных информационно – управляющих систем. Асп. Вильгельм А.В., к.т.н. Бабенко А.Г. – 2001.
5. Аличкин Л.Г., Бурюкин А.Ф., Мартюшев А.Н. Компьютерный мониторинг НКПВ и ПДК взрывоопасных и токсичных газов. – Безопасность труда в промышленности, 1997, № 7, стр. 11-13.
6. Азбель М.Д., Карагодин Л.Н., Павлов А.Ф. Новые возможности систем аэрогазового контроля в угольных шахтах. – Уголь, 1997, № 2, стр. 51-52.
7. Баак Д. Эффективность автоматизации на подземных работах в угольной промышленности. – Глюкауф, 1994, № 9/10, стр. 30-32.

УДК 62-83-52:622.67(07)

### **ВЫБОР ТИРИСТОРОВ РОТОРНОГО И СТАТОРНОГО КОММУТАТОРА ДЛЯ АСИНХРОННОГО ДВИГАТЕЛЯ ТИРИСТОРНОГО ПРИВОДА ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ**

*Пугачев Е.В., Вавиловский В.И., Харитонов В.П.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Надежная и безаварийная работа тиристорного электропривода во многом зависит от правильного выбора тиристоров. Этот выбор заключается в определении необходимого класса вентиля и его номинального тока.

Для рассматриваемой схемы электропривода (рисунок 1), исходя из специфики его работы, тиристоры следует выбирать по максимальным значениям токов, прямых и обратных напряжений, имеющих место при работе асинхронного двигателя.

Выбираемый для коммутатора тиристор должен выдерживать амплитудное значение напряжения, прикладываемое к тиристору в прямом и обратном направлении, то есть

$$U_T \geq \sqrt{2} \cdot U, \quad (1)$$

где  $U$  - действующее значение напряжения, прикладываемое к тиристору.

Допустимый ток тиристоров может быть найден из выражения

$$I_{TD} = K_0 \cdot K_i \cdot K_\alpha \cdot I_{TH}, \quad (2)$$

где  $I_{TH}$  - номинальный средний ток тиристора;  $K_0$  - коэффициент, характеризующий условия охлаждения;  $K_i$  - коэффициент, характеризующий допустимую степень загрузки тиристора при различной температуре окружающей среды;  $K_\alpha$  - коэффициент, характеризующий загрузку вентиля в зависимости от угла проводимости.

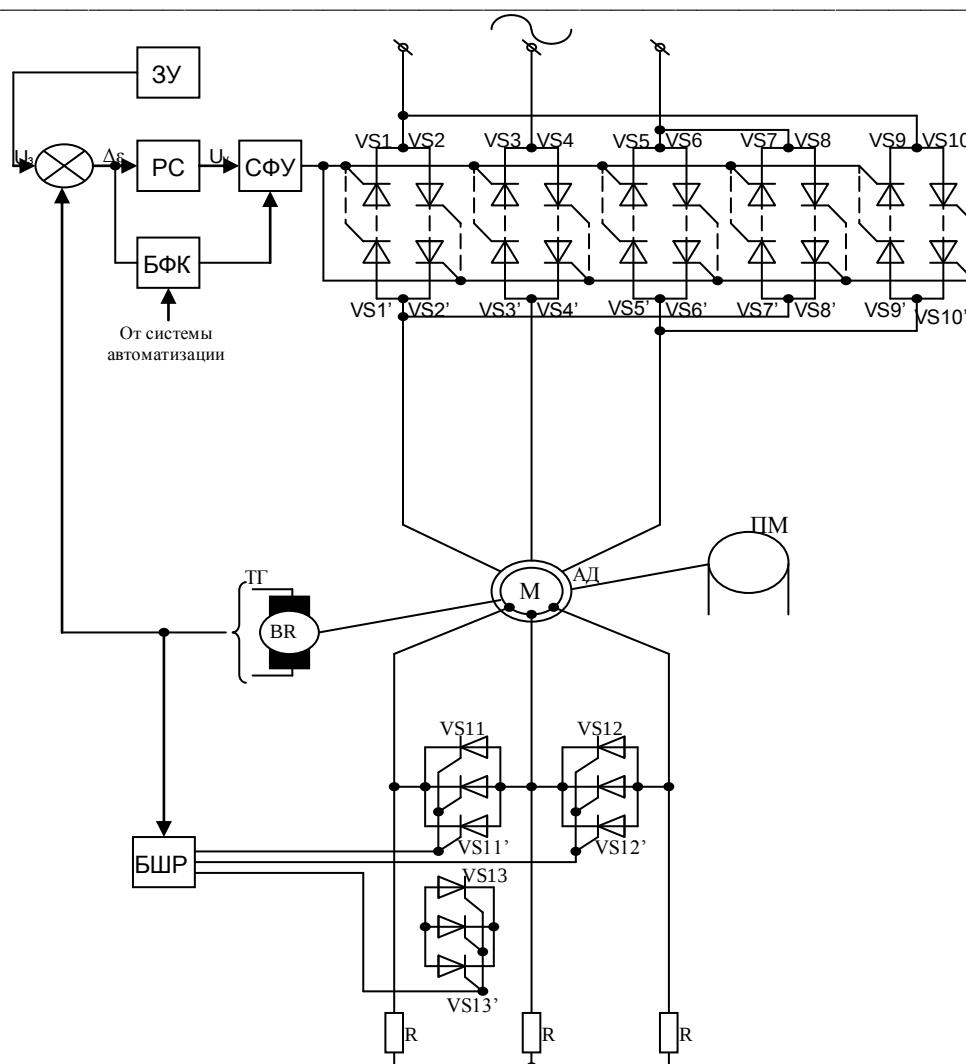


Рисунок 1 - Упрощенная принципиально-функциональная структура системы тиристорного параметрически регулируемого привода со смешанным управлением асинхронным двигателем

Коэффициенты в (2) приводятся в паспорте или технических условиях на тиристор. В случае интенсивного принудительного охлаждения (предусматривается проектом)  $K_0 = 1$ .

При температуре окружающей среды до 40-50°C принимается  $K_i = 1$ . Для данного подхода к выбору тириستоров рекомендуется принимать  $K_\alpha = 1$ .

Если требуется тиристор для напряжения более номинального, применяется их последовательное включение в количестве

$$n = \frac{U_{PAC}}{U_{TH} \cdot K_{PH}}, \quad (3)$$

где  $U_{PAC}$  - расчетное значение напряжения, прикладываемого к тиристор;  $U_{TH}$  - номинальное значение напряжения, определяемое классом тиристора;  $K_{PH}$  - коэффициент, учитывающий неравномерное распределение обратного напряжения между вентилями, равный 0,8-0,9; для симисторов  $K_{PH} = 1,0$ .

Когда ток одного плеча коммутатора превышает номинальный ток одного вентиля, практикуется параллельное соединение тириستоров число которых в одном плече принимается равным

$$m = \frac{I_{PAC}}{I_{TH} \cdot K_{PT}}, \quad (4)$$

где  $I_{PAC}$  - расчетное значение среднего тока в плече;  $K_{PT}$  - коэффициент, учитывающий неравномерное распределение тока между параллельными ветвями, равный 0,8 в коммутаторах без делителей тока и 0,9 - для схем с делителями токов; при использовании одного тиристора в ветви  $K_{PT}=1,0$ .

Для равномерного распределения обратного напряжения на последовательно включенных вентилях и тока между параллельно включенными вентилями, а также для защиты их от перегрузок по току применяются способы и устройства, описанные в [1] и другой специальной литературе.

В основу выбора тиристорных роторного коммутатора по току должно быть положено максимальное значение тока ротора, которое может иметь место в двух случаях: при шунтировании пускового реостата или при максимальном моменте, развиваемом двигателем при разгоне, что зависит от вида нагрузочной диаграммы.

В первом случае максимальное значение тока будет равно

$$i_{p.\max} = I_{P.S1} = \sqrt{\frac{M_{S1} \cdot \omega_0 \cdot S_1}{2,995 \cdot R_p}}, \quad (5)$$

где  $I_{P.S1}$  - максимальное значение тока ротора в момент шунтирования пускового реостата;  $M_{S1}$  - значение пускового момента, соответствующего скольжению  $S_1$ .

Во втором случае ток находится по формуле

$$I_P = \sqrt{\frac{M \cdot \omega_0 \cdot S}{2,995 \cdot R_p}}; \quad M = \frac{F \cdot D_\delta}{2 \cdot i_p \cdot \eta_p}. \quad (6)$$

где  $\omega_0$  - циклическая частота вращения, определяется по частоте вращения  $n_c$ ;  $S$  - текущее значение скольжения, определяемое тахограммой;  $F$  - текущее значение движущих усилий, Н;  $R_p$  - сопротивление фазы ротора.

Подстановкой в нее величины максимального пускового момента и соответствующего ему скольжения при полном сопротивлении цепи ротора.

Из двух полученных значений токов для расчета принимается большее максимальное значение фазного тока ротора, которое может быть найдено и по токовой диаграмме.

Для принятой схемы включения средний ток тиристора определяется по выражению

$$I_{T.CH.} = 0,675 \cdot I_{p.\max}, \quad (7)$$

а его расчетное значение как

$$I_{T.PAC} = K_{3.T.} \cdot I_{T.CH.} \quad (8)$$

В окончательном виде расчетный ток тиристора составит

$$I_{T.PAC} = 0,675 \cdot K_{3.T.} \cdot I_{p.\max}, \quad (9)$$

где 0,675 - коэффициент схемы;  $K_{3.T.}$  - коэффициент запаса по току, учитывающий возможное увеличение движущего момента двигателя на 20-30 %, принимается равным 1,1-1,14.

Ток тиристора выбирается из условия  $I_{T.H.} \geq I_{T.PAC}$ , а число параллельно включенных тиристорных плеч в случае необходимости определяется по (4).

Класс тиристора роторного коммутатора устанавливается по приложенному к нему максимально возможному расчетному напряжению, выражение которого с учетом формулы (1) имеет вид

$$U_{T.PAC} = \sqrt{2} \cdot \sqrt{3} \cdot K_{3.H.} \cdot U_{2\phi}, \quad (10)$$

где  $K_{3.H.}$  - коэффициент запаса по напряжению, учитывающий возможное повышение напряжения на зажимах двигателя, принимается равным 1,15.

Фазное напряжение ротора при одной ступени пускового реостата определяется по формуле



$$U_{2\phi} = K_{3.T.} \cdot I_{P.\max} \cdot (R_{p1} + r_p), \quad (11)$$

Фазное напряжение ротора при двух ступенях пускового реостата определяется по формулам:

$$\begin{aligned} U_{2\phi.Rp1} &= K_{3.T.} \cdot I_{P.\max} \cdot (R_{p1} + r_p); \\ U_{2\phi.Rp2} &= K_{3.T.} \cdot I_{P.\max} \cdot (R_{p2} + r_p). \end{aligned} \quad (12)$$

Подставляя (11) в (10), получается окончательное выражение расчетного напряжения при одной ступени пускового реостата

$$U_{T.PAC} = 2,82 \cdot K_{3.T.} \cdot I_{P.\max} \cdot (R_{p1} + r_p), \quad (13)$$

Аналогично, подставляя (12) в (10), получают окончательные выражения расчетных напряжений при двух ступенях пускового реостата.

Класс тиристора находится из условия  $U_{T.H} \geq U_{T.PAC}$ . При необходимости количество последовательно включенных тиристоров в плече роторного коммутатора вычисляется по (3).

При выборе тиристорov статорного коммутатора по току может быть использовано выражение [2]

$$I_1 = \sqrt{I_\mu^2 + I_2'^2 \cdot (1 + 2 \cdot \alpha)}, \quad (14)$$

где  $I_1$  - ток статора;  $I_\mu$  - ток намагничивания статора, принимается равным (0,4-0,8) приведенного номинального тока ротора;  $I_2'$  - приведенный ток ротора;  $\alpha$  - отношение тока намагничивания к приведенному предельному току ротора, принимается равным 0,11-0,13.

Значение приведенных номинального и рабочего токов ротора находятся соответственно по формулам:

$$I_{2H}' = \frac{I_{PH}}{K_i}; \quad I_2' = \frac{I_P}{K_i}, \quad (15)$$

где  $K_i$  - коэффициент трансформации токов.

Коэффициент трансформации определяется как

$$K_i = \frac{I_{PH}}{I_{CH}}. \quad (16)$$

Для данного случая рекомендуется принимать  $I_\mu = 0,8 \cdot I_{2H}'$  и  $\alpha = 0,13$ , а ток ротора определять по максимальному его значению, найденному при выборе тиристорov в роторной цепи, по выражению

$$I_2' = K_{3T} \cdot \frac{I_{p.\max}}{K_i}. \quad (17)$$

Тогда формула (14) примет вид

$$I_1 = \sqrt{0,64 \cdot I_{2H}'^2 + 1,26 \cdot \left( \frac{K_{3T}}{K_i} \right)^2 \cdot I_{p.\max}^2} \quad (18)$$

Расчетное значение среднего тока тиристора при встречно-параллельном включении (рисунок 1) или среднего тока симистора (рисунок 2) определяется по формуле

$$I_{T.PAC} = \frac{I_C}{2 \cdot K_\phi}, \quad (19)$$

где  $K_\phi$  - коэффициент формы тока в нагрузке.

Так как пуск двигателя осуществляется при практически синусоидальном токе, то коэффициент формы тока в нагрузке можно принять равным 1,11. Исходя из этого, расчетное значение среднего тока тиристора будет иметь вид

$$I_{T.PAC} = \frac{I_C}{2.22} . \quad (20)$$

Класс тиристоров статорного коммутатора устанавливается по напряжению исходя из выражения

$$U_{T,PAC} = \sqrt{2} \cdot K_{3H} \cdot U_{\mathcal{J}}, \quad (21)$$

где  $K_{3H}$  - коэффициент запаса по напряжению, принимается равным 1,15.

Выбор типа и класса, а также определение числа последовательно и параллельно соединенных тиристоров в одном плече статорного коммутатора производится по аналогии с выбором тиристоров для цепи ротора.

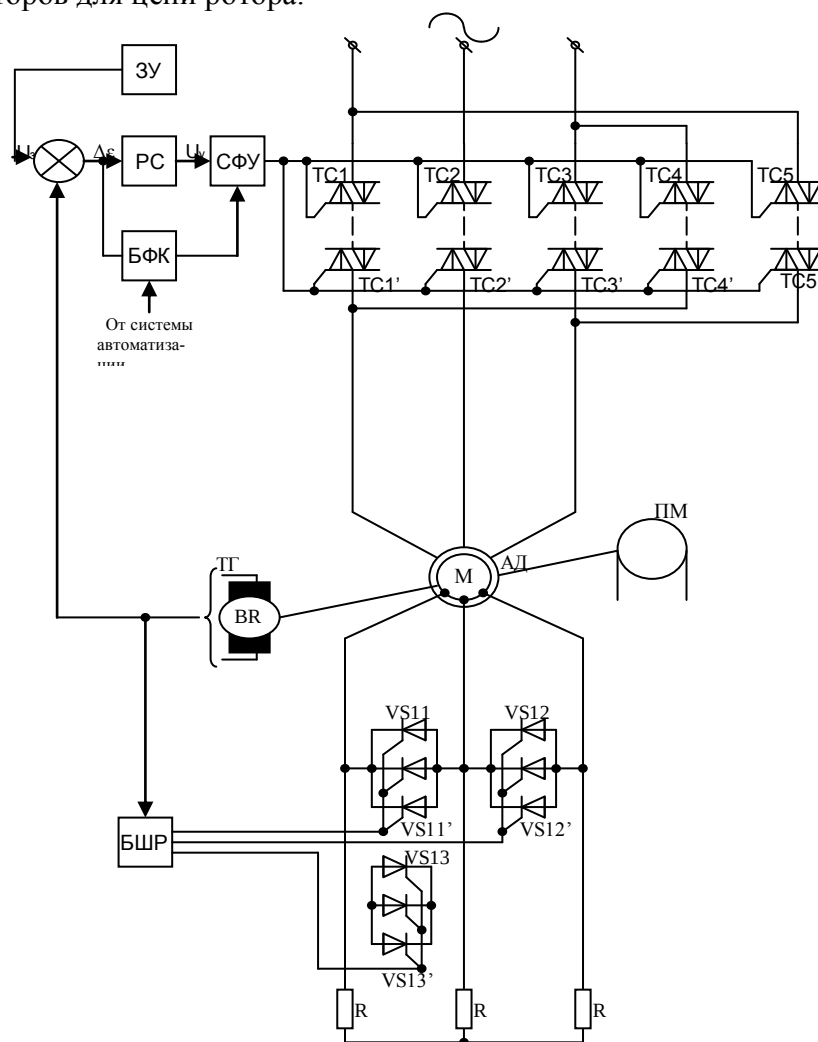


Рисунок 2 – Упрощенная принципиально-функциональная структура системы тиристорного параметрически регулируемого привода со смешанным управлением асинхронным двигателем (с симисторами в цепи статора)

Типы охладителей для некоторых типов тиристоров и симисторов приведены соответственно.

Для повышения эксплуатационной надежности последовательно включенных тиристоров принимаются тиристоры одного типа и класса с малым расхождением по обратному току и напряжению.

Обычно, кроме подбора тиристоров по характеристикам, делается принудительное распределение напряжения между тиристорами. Для этого используются сопротивления, шунтирующие тиристор (рисунок 3).

Сопротивления рассчитываются по следующей формуле [3]

$$R_{ш} = \frac{n \cdot U - U_m}{(n-1) I_{yT}}, \quad (22)$$

где  $n$  - число последовательно включенных тиристоров;  $U$  - наибольшее допустимое напряжение для выбранного типа тиристоров;  $U_m$  - амплитудное значение прямого напряжения, приложенного ко всей ветви с  $n$  последовательно включенными тиристорами, В;  $I_{yT}$  - прямой ток утечки тиристора при повторяющемся напряжении, А.

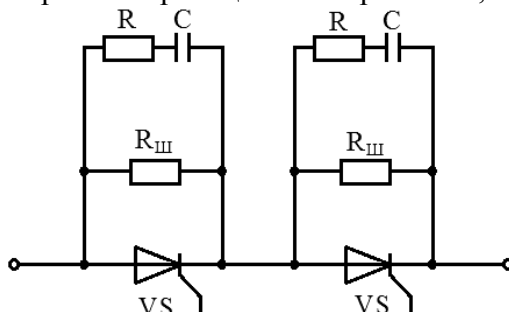


Рисунок 3 - Схема защиты тиристоров от перенапряжения

Амплитудное значение прямого напряжения  $U_m$  находится согласно формуле (1).

При переходных режимах напряжение на тиристорах будет распределяться обратно пропорционально емкости тиристора, поэтому для выравнивания напряжения в этих случаях параллельно тиристорам подключаются RC-цепочки (4). Параметры RC-цепочек определяются по следующим формулам [4]:

$$C = \frac{10 \cdot I_A}{U_{B, \text{доп}}}, \quad (23)$$

$$R = \frac{10 \cdot U_{B, \text{доп}}}{I_{A, H}}, \quad (24)$$

где  $C$  - емкость конденсатора, мкФ;  $I_A$  - прямой ток через тиристор, протекающий перед коммутацией, А;  $U_{B, \text{доп}}$  - допустимое значение обратного напряжения тиристора, В;  $R$  - сопротивление, ограничивающее броски тока при разряде емкости, Ом;  $I_{A, H}$  - номинальный ток тиристора, А.

Для выравнивания токов параллельно включенных тиристоров наиболее эффективным способом является включение последовательно тиристорам реакторов-делителей тока (рисунок 4). В таком случае индуктивные делители  $L$  следует выбирать так, чтобы конденсаторы RC-цепи не разряжались через тиристор, включающийся первым.

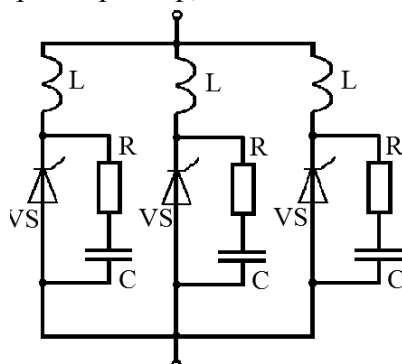


Рисунок 4 - Схема защиты параллельно включенных тиристоров

Процесс включения тиристоров в схеме преобразователя вызывает появление всплеска напряжения на других вентилях схемы. Этот всплеск ограничивается включением индуктивности последовательно с вентилями. При наличии RC-цепей, шунтирующих тиристор,

роль ограничивается индуктивности может играть реактор, включенный для уменьшения  $d_i/d_t$ , или реактора, используемого для деления тока между параллельными вентилями.

Процесс включения тиристоров имеет два этапа: первый - вентиль коротко замкнут, растет обратный ток и в индуктивности накапливается энергия. В течение второго интервала ток тиристора спадает по закону, близкому к экспоненте. Исходя из процессов, происходящих при включении тиристоров, индуктивность реактора выбирают согласно выражению [5]

$$R \leq \sqrt{L/C} . \quad (25)$$

Приведенная методика широко применяется при модернизации шахтных подъемных установок с асинхронным электроприводом, а также в учебном процессе.

#### Список литературы

1. Вавиловский В.И., Лившиц В.И., Ямалутдинова Н.А. и др. Экономическая эффективность применения параметрически регулируемого тиристорного асинхронного электропривода для шахтных подъемных установок Кузбасса. - /Совершенствование технологии разработки крутых пластов Кузбасса. Прокопьевск, 1974, вып. 25, 198 - 206 с.
2. Димашко А.Д., Гершиков И.Я., Кривневич А.А. Шахтные электрические лебедки и подъемные машины: Справочник. - М.: Недра, 1973 -206 с.
3. Смородин С.С., Верстаков Г.В. Шахтные стационарные машины и установки. - М.: Недра, 1975 - 280 с.
4. Дзюбан В.С., Риман Я.С., Маслий А.К. Справочник энергетика угольной шахты. - М.: Недра, 1983 - 542 с.

УДК 62-83:622:378(07)

### ПРИМЕНЕНИЕ МИКРОКОНТРОЛЛЕРОВ В СИСТЕМАХ АВТОМАТИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ С ПЕРЕМЕННОЙ СТРУКТУРОЙ

*Харитонов В.П., Вавиловский В.И.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Регулятор в системе управления, как известно, состоит из трех основных частей: измерительной, усилительно-преобразовательной и исполнительной. Закон, по которому формируется управляющее воздействие на объект управления из первичных сигналов и определяет закон регулирования математическим уравнением регулятора. Линейные законы регулирования определяются линейными уравнениями, например, вида

$$a_0 \frac{d^n y(t)}{dt^n} + a_1 \frac{d^{n-1} y(t)}{dt^{n-1}} + \dots + a_n y(t) = b_0 \frac{d^m x(t)}{dt^m} + b_1 \frac{d^{m-1} x(t)}{dt^{m-1}} + \dots + b_m x(t).$$

Для линейных законов регулирования разработаны различные методы исследования (анализа и синтеза), расчетные и экспериментальные методы определения устойчивости, точности и качества процесса регулирования, а также схемы корректирующих устройств формирования линейных законов регулирования.

Использование нелинейных законов регулирования, которые определяются разнообразными нелинейными уравнениями регулятора типа

$$\Phi_1\left(y, \frac{dy}{dt}, \dots\right) = \Phi_2\left(x, \frac{dx}{dt}, \dots; y, f, s\right),$$

значительно расширяет возможности изменения качества и точности процессов регулирования, так как область нелинейных уравнений значительно разнообразнее и богаче, чем линейных.

Важным отличием нелинейных законов от линейных является то, что они придают системе управления принципиально новые свойства. Если при линейном законе всегда вырабатывается сигнал, пропорциональный входной переменной или ее производным, то при нелинейном законе может существенно измениться сам характер воздействия системы управления на объект регулирования в зависимости от величины входного воздействия. Эти свойства нелинейных систем можно с большой эффективностью использовать в системах автоматического управления. При этом различают следующие законы регулирования: функциональные нелинейные; логические нелинейные; оптимизирующие нелинейные; параметрические нелинейные. Указанные классы нелинейных систем описаны в [1, 2] и другой специальной литературе.

Необходимо отметить, что функциональные нелинейные законы регулирования могут быть связаны не только с изменением параметров в зависимости от размеров входных воздействий, но и с изменением структуры корректирующего устройства. Например, при увеличении отклонения регулируемой величины от заданного значения  $\gamma = c$  в системе управления может происходить переключение с одного корректирующего устройства на другое.

Нелинейные законы регулирования обладают большими в тех случаях, когда требуемый закон регулирования может быть получен изменением свойств системы с изменением величин ошибок. При этом могут использоваться комбинации линейных законов регулирования. Например, если известно, что при одном линейном законе регулирования получается быстрое начальное изменение регулируемой величины, но с большими колебаниями переходного процесса (кривая 1, рисунок 1), а при другом линейном законе регулирования – медленное изменение, но плавный подход к новому установившемуся значению (кривая 2, рисунок 1), то можно, включив сначала первый закон, переключить затем систему управления на второй закон регулирования в некоторой точке А, когда отклонение  $Y$  достигнет определенного значения  $Y_A$ . В результате процесс регулирования изобразится кривой 3 (рисунок 1), объединяющий оба качества быструю и плавность переходного процесса.

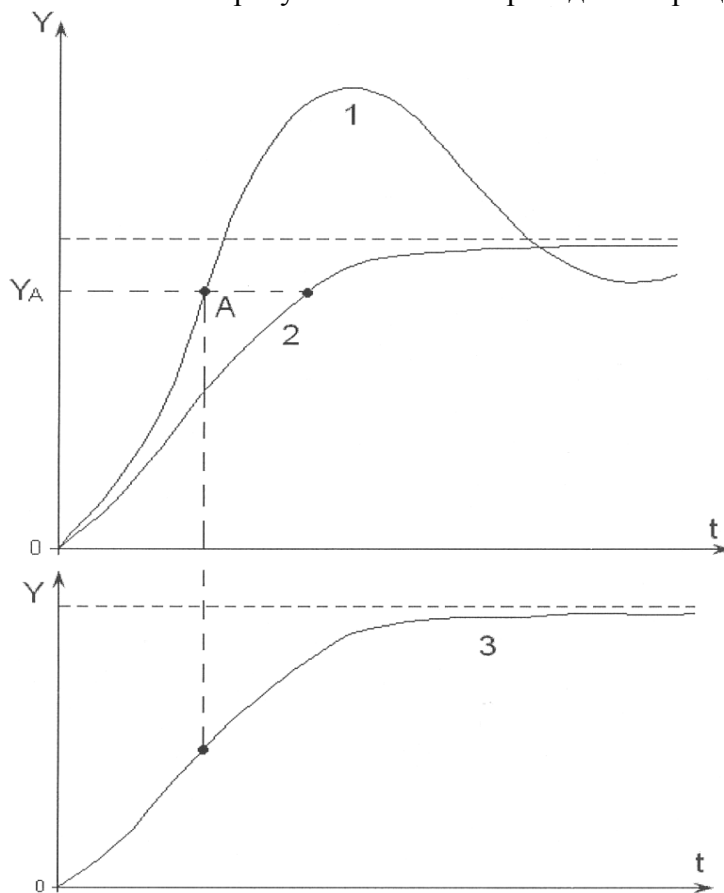


Рисунок 1 - Характеристики переходных процессов при различных законах управления

Для осуществления этого необходимо иметь в системе переключающее устройство, срабатывающее в данном случае при  $X=X$ .

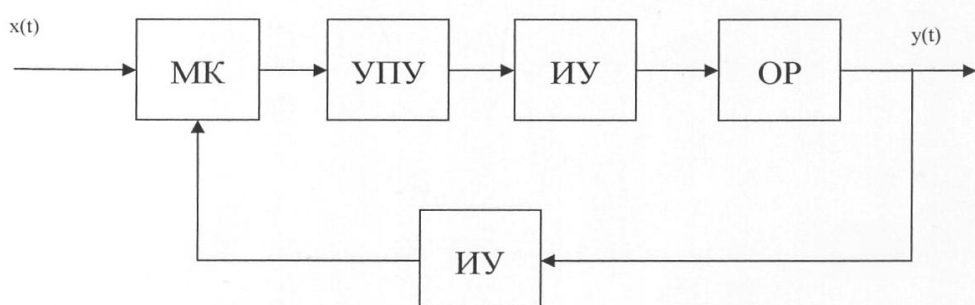
Если в такой системе с переменной структурой все звенья линейные, то за счет указанного переключения, происходящего автоматически в процессе регулирования, система становится нелинейной.

В общем случае срабатывание переключающего устройства в системе управления с переменной структурой может происходить от нескольких входных величин. При этом кроме основной нелинейности, возникающей за счет переключения структуры, дополнительно могут изменяться нелинейные свойства в других звеньях регулятора или объекта.

В качестве многофункционального переключающего устройства можно использовать современные микропроцессоры и микроконтроллеры, которые имеют высокие быстродействие, развитую архитектуру и систему команд. В настоящее время находят широкое применение однокристальные микропроцессоры серии MCS 196/296, PIC-контроллеры (Peripheral Interface controller, контроллеры периферийных интерфейсов) производства фирмы MicroChip.

ОМК MCS 196/296 производства компании Intel используется в встроенных микропроцессорных системах управления в авиационной и автомобильной промышленности, станко- и роботостроении, энергетике и электромеханике. На сегодня серия 16-разрядных ОМК содержит свыше 30 типов контроллеров с производительностью от 1 до 16 млн. операций в секунду.

ОМК с интегрированными устройствами высокоскоростного ввода/вывода ориентированы на решение задач управления объектами и процессами в реальном масштабе времени. Благодаря наличию интегрированного АЦП модуля HSIO, процессора периферийных транзакций и порта последовательной связи его можно использовать в системах управления с переменной структурой (рисунок 2)



МК — микроконтроллер; УПУ — усилительно-преобразовательное устройство;  
 ИУ — исполнительное устройство; ОР — объект регулирования;  
 ИУ — измерительное устройство

Рисунок 2 - Функциональная схема системы управления с переменной структурой

ОМК отличаются тактовой частотой, количеством последовательных портов, входов АЦП, объемом интегрированной в кристалл памяти и наличием тех или иных блоков.

Выбор конкретного ОМК определяется требованиями, предъявляемыми к процессу регулирования: характером переходного процесса, быстродействием, точностью управления. Эти показатели качества определяют архитектуру ОМК, объем памяти и программное обеспечение.

#### Список литературы

1. Лукас В.А. Теория автоматического управления. М: Недра, 1990. 416С.
2. Бессекерский В.А., Попов Е.П. Теория систем автоматического регулирования. М: Наука, 1975, 768 С.
3. Бойко В.И. и др. Схемотехника электронных систем. Микропроцессоры и микроконтроллеры. СПб.: БХВ-Петербург, 2004. 464 С.

# МОДЕРНИЗАЦИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ Г-Д ШАХТНОЙ ПОДЪЁМНОЙ МАШИНЫ

<sup>1</sup>Сорокин А.А., <sup>2</sup>Мещерин А.Т., <sup>2</sup>Пугачев Е.В., <sup>1</sup>Ваулин Г.А., <sup>1</sup>Сухов М.В.,  
<sup>2</sup>Мещерина Ю.А., <sup>1</sup>Ершов А.М.

1 - ООО Научно-производственная фирма «ИНТЕХСИБ»

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

Отечественное горное машиностроение характеризуется двумя противоположными тенденциями:

– с одной стороны, прогресс в вычислительной технике создал качественно новые возможности для развития элементной базы, алгоритмического и программного обеспечения систем автоматического управления;

– вместе с тем материальные трудности затормозили обновление систем управления стационарными объектами шахт и рудников и тем самым задержали в эксплуатации системы управления с неудовлетворительным техническим состоянием, и с большим количеством дефектов.

ООО Научно-производственная фирма «ИНТЕХСИБ» совместно с сотрудниками СибГИУ разработали и модернизировали системы управления стационарными объектами шахт и рудников (шахтных подъёмных машин, вентиляторов главного проветривания, турбокомпрессорных установок).

Для шахтных подъёмных машин (ШПМ) с электроприводом Г-Д разработана автоматизированная система управления и внедрена на Горно-Шорском филиале ОАО «Евразруда» в 2002 г. на многоканатной подъёмной машине МК 3,25х4. Эта система также внедрена на многоканатной подъёмной машине ЦШ 5х8 на АО «Соколовско-Сарбайское горно-обогатительное производственное объединение» г. Рудный, Республика Казахстан.

Автоматизированная система управления электроприводом Г-Д предназначена для:

– автоматической реализации заданной диаграммы хода подъёмных сосудов;  
– обеспечения защит и блокировок в соответствии с требованиями нормативных документов (от обратного хода, от длительного тока якоря при заторможенной машине, от превышения напряжения генератора, максимальной токовой защиты, контроль начального тока растормаживания, от проскальзывания канатов).

Конструктивно автоматизированная система управления выполнена в виде трех шкафов.

**I. Тиристорный возбудитель подъёмных электродвигателей нереверсивный ТВН,** предназначенный для раздельного регулирования тока возбуждения двух подъёмных электродвигателей и автоматического поддержания равенства напряжений на якорях подъёмных электродвигателей.

Техническая характеристика ТВН

Выходной ток, А ..... 2 х (60 – 240).

Нестабильность выходного тока при изменении напряжения питания в диапазоне 0,8 – 1,2  $U_{ном\ сети}$  и температуры окружающей среды в пределах от –15 до +35°C не более 2,5% от уставки.

Ток отсечки, А ..... 280 ± 10.

Время установления рабочего тока в режиме стояния, с ..... 2.

Диапазон изменения токов возбуждения при автобалансировке падения напряжения на якорях электродвигателей М1, М2, А ..... ± 10.

Регулируемая глубина ослабления токов возбуждения при достижении скорости 7 – 7,5 м/с, % ..... 10 – 20.

Длительная прочность гальванической развязки каналов измерения токов возбуждения, В.....не менее 1000.

Напряжение питания силовой цепи: трехфазное переменного тока, В (линейное), цепи управления..... 220.

Климатическое исполнение .....УХЛ 3.2.

Степень защиты.....IP20.

Размеры тиристорного возбудителя ТВН, мм .....1600x800x500.

Комплектация указанной системы выполнена в виде шкафа, в котором размещены следующие блоки:

— съемный силовой тиристорный вентильный блок для двух возбудителей (1 шт);

— блок СИФУ для возбудителей и выравнивания нагрузок двух электродвигателей М1, М2 (2 шт);

— модули питания системы управления (2 шт.);

— генераторы запускающих импульсов (3 шт.)

## **II. Тиристорный реверсивный возбудитель генератора со встроенным модулем системы автоматического регулирования скорости ТВР.**

Предназначен для регулирования тока возбуждения генератора. Система автоматического управления (САУ) обеспечивает:

— создание оптимальной траектории движения подъёмных сосудов и ее исполнение с заданной точностью в диапазоне регулирования скорости движения подъёмных сосудов в пределах 0,3 – 10 м/с;

— формирование сигналов защиты при отклонении параметров ШПМ от заданного значения.

Техническая характеристика ТВР:

Выходной ток возбудителя, А .....0 –  $\pm 100$ .

Диапазон изменения сигнала управления, В.....0 –  $\pm 10$  В.

Нелинейность преобразования входного сигнала управления в ток выхода в диапазоне изменения задания  $\pm(1,0 - 8,0)$  В, % .....не более 10.

Нестабильность выходного тока при изменении питающего напряжения в границах  $\pm 20\%$  и температуре окружающей среды от  $-15$  до  $+40^\circ\text{C}$  и стабильном значении сигнала задания, %.....не более  $\pm 4$ .

Время реверса тока в обмотке возбуждения генератора при скачкообразном изменении задания в границах:

от  $+0,5$  В до  $-0,5$  В, с.....не более 1,2;

от  $+10$  В до  $-10$  В, с.....не более 4.

Управление группами тиристоров..... раздельное.

Вид заданной диаграммы скорости движения .....семипериодная.

Диаграмма скорости движения подъёмных сосудов характеризуется следующими показателями:

— начало движения подъёмного сосуда (трогание), длительность 3 – 10 с, темпом регулируемого разгона  $0,2 - 0,4$  м/с<sup>2</sup>;

— разгон до максимальной скорости 10 м/с, с регулируемым темпом (ускорением) движения  $0,5 - 1$  м/с

— равномерное движение, с регулируемой скоростью  $5,6 \div 10,1$  м/с;

— начало замедления, с регулируемым темпом движения  $0,6 \div 1,4$  м/с<sup>2</sup> до регулируемой уставки «малая скорость» составляет  $0,8 - 1,5$  м/с;

— замедление движения сосудов с малой скоростью до датчика подхода;

— замедление с малой скоростью до начала регулируемой скорости подхода к точной остановке  $0,3 - 0,6$  м/с;

— дотягивание подъёмного сосуда с точной остановкой на заданном уровне;

Максимальное значение задания скорости перегона порожних скипов 3-5 м/с.



Максимальное значение скорости в режиме «Ревизия» соответствует уставке «Малая скорость».

Количество контуров регулирования скорости – три: по скорости; по пути; по току якоря.

Диапазон изменения выходного напряжения блока САУ, В ..... 0 –  $\pm 10$ .

Задание по току растормаживания:

– в режиме «Груз», кА ..... 2,3 – 4,6;

– в режиме «Ревизия», кА ..... 0,7 – 1,5.

Темп нарастания тока якоря, кА/с ..... 2 – 5.

Уставки ограничения главного тока:

– в режиме «Груз», кА ..... 6 – 10;

– в режиме «Ревизия», кА ..... 1 – 3,5.

Уставки срабатывания защит:

– «МТЗ» выше уставки ограничения главного тока, % ..... 30.

– «Перегрузка» ниже уставки ограничения главного тока, % ..... 25.

Уставки защит:

от перенапряжения обмотки якоря генератора, В .....  $\pm 800$  – 1000;

– для режимов движения и стоянки подъёмного сосуда, В .....  $\pm (20 - 60)$ .

Чувствительность «земляной» защиты главной цепи, В .....  $\pm (60 - 80)$ .

Параметры защиты от превышения стояночных параметров:

– по току, А ..... более 300 – 600;

– по скорости менее 0,15 м/с., с ..... 30 с.

Точность поддержания скорости подхода при изменении веса от 0,6 до 1,5 номинальной нагрузки, ..... не хуже 5;

Защита от «обратного хода» срабатывает при движении скипа в сторону, противоположную заданию со скоростью более 0,3 м/с срабатывает за время 0,5 с.

Защита от движения скипа с грузом вниз при скорости более 0,3 м/с.

Защита от проскальзывания канатов по разности линейных скоростей канатоведущего и отклоняющих шкивов превышающих 1,5 м/с.

Защита, ограничивающая скорость перегона порожних подъёмных сосудов.

Устройство автоматического переключения на резервный тахогенератор при отказе или сбое основного тахогенератора, при двух каналах измерения скорости (устройство ПЗКД).

Климатическое исполнение ..... УХЛ 3.2.

Степень защиты ..... IP20.

Габариты шкафа тиристорного реверсивного возбудителя, мм ..... 1600x600x500.

Комплектация шкафа с тиристорным реверсивным возбудителем ТВР включает в себя: генератор запускающих импульсов; датчик проводимости; блок управления возбудителем ТВР; блок формирователя траектории движения; комплект регуляторов; устройство электронных защит.

### **III. Релейный шкаф технологической автоматики многоканатной подъёмной установки РШПУ**

Предназначен для:

– сбора и формирования последовательности релейных сигналов управления электроприводом подъёмной машины;

– организации цепи предохранительного тормоза с «памятью» причины ее «развала»;

– гальванической развязке шин питания устройств комплекса ШПМ от электрических цепей вновь вводимой системы управления;

– сбора информации от релейных элементов, ее предварительная обработка и передача по интерфейсу RS-232 на устройство регистрации основных параметров и режимов работы ШПМ;

— формирования стабилизированных значений тока возбуждения тахогенератора в оперативных цепях питания релейной аппаратуры напряжением постоянного тока: 110 В и 24 В;

— дублирования датчиков начала замедления, тахогенератора, аппарата защиты от превышения скорости ЭОС-3 и проскальзывания канатов;

— отображения состояния этажных выключателей на светодиодных индикаторах у стоек обоих АЗК-1, а также положения скипов в стволе по цифровым индикаторам на устройстве ПЗХД, мониторе устройства регистрации основных параметров и режимов работы ШПМ и панелях обоих АЗК-1.

#### **Техническая характеристика системы технологической автоматики**

Количество релейных элементов цепи ТП ..... 26.

Количество и наименование сформированных команд управления движением сосудов в стволе: пуск возбудителя ПД; направление движения «В»; направление движения «Н»; пуск ШПМ; подъём; замедление; дотягивание.

Количество и наименование внешних релейных сигналов управления: точная остановка «В» или «Н»; запрет пуска; команда «Пуск» из дозаторной; бункер «пустой»; нахождение скипа в зоне точной остановки «В» или «Н» команда на замедление от АЗК-1 или ПЗХД; команда на дотягивание от АЗК-1; обдув электродвигателей М1, М2; РТ «расторможен».

Количество и наименование режимов управления ШПМ: автоматическое; ручное; ре-  
визия.

Напряжение питания оперативных цепей – стабилизированное: =24 В, 3 А и =110 В, 3 А с прочностью изоляции между ними и землей ..... 500 В.

Ток возбуждения тахогенератора – стабилизированный в диапазоне ..... 0,2 – 0,35 А.

Прочность гальванической развязки сигналов:

— тока якоря ПД ..... 1500 В;

— напряжения тахогенератора и ЭОС-3 ..... 1000 В.

Программируемый задатчик хода ПЗХД; встроенный в шкаф РШПУ выполняет следующие функции: определение местоположения скипов в стволе и их отображение; аналоговое измерение скорости; формирование защитной диаграммы скорости; формирование команд замедления; защита от проскальзывания канатов.

Количество дискретных сигналов для регистратора ..... 54.

Напряжение питания: трехфазное переменное 127 В (линейное); однофазное переменное 220 В.

Климатическое исполнение ..... УХЛ 3.2.

Степень защиты ..... IP20.

Размеры шкафа РШПУ, мм ..... 1600x800x500.

Комплектация шкафа РШПУ с оборудованием технологической автоматики включает в себя следующие блоки:

— масштабные усилители тока якоря ПД (2 шт.);

— блок путевого оптического датчика канатоведущего (1 шт.);

— блок путевого оптического датчика отклоняющего шкива с магнитной муфтой (1 шт.);

— панели отображения состояния этажных выключателей АЗК-1 и положения скипов (2 шт.);

— блок управления первичных источников =110 (1 шт.);

— блоки №1 вторичных источников питания 24 В и возбуждения тахогенератора (2 шт.);

— блоки цепи ТП №2 (2 шт.);

— блоки цепи ТП №3 (2 шт.);

— блоки команд управления №4 (2 шт.);

— блока команд управления №5 (2 шт.);

— блоки согласования релейных сигналов №6 (2 шт.);

— блок №7 ПЗХ (1 шт.).

Автоматизированная система управления электроприводом Г-Д шахтных подъёмных машин получила широкое признание производителей и востребована за рубежом.

Указанная аппаратура имеет следующие разрешительные документы:

— ТУ 3431-002-74291817-06, зарегистрировано в Кемеровском ЦСМ от 27.12.2006 г. №003183;

— сертификат соответствия – РОСС RU.МГ02.АО0962 от 27.12.2006 г.;

— заключение экспертизы промышленной безопасности №148-7 от 27.12.2006 г., выданное ЭО ПБ НЦ ВостНИИ и утвержденное в РОСТЕХНАДЗОРЕ по Кемеровской области №68-ИД-03038-2007 от 12.01.2007 г.

— разрешение РОСТЕХНАДЗОРА на проведение приемочных (эксплуатационных) испытаний с вводом этого электрооборудования в эксплуатацию №99-06 от 10.01.2007.

УДК 621.31-83-52

## ИДЕНТИФИКАЦИЯ КРЕПОСТИ ГОРНОЙ ПОРОДЫ И ФОРМИРОВАНИЕ ЗАДАНИЙ РЕГУЛЯТОРУ НАГРУЗКИ ЭЛЕКТРОПРИВОДА РЕЗАНИЯ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА

*Мещерина Ю.А.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Распознавание крепости горной породы по контролируемым параметрам (ток электродвигателя привода резания и скорость подачи исполнительного гидропривода подачи), зависящим от нагрузки, создаст условия для автоматической коммутации уставок задания по току при стабилизации ординарных и ограничении максимальных нагрузок проходческого комбайна со стреловидным исполнительным органом.

В микроконтроллерной двухконтурной системе стабилизации нагрузок контур скорости подачи выполняет функцию поддержания на заданном уровне тока электродвигателя привода резания исполнительного органа. Заданием для внутреннего контура (контура скорости подачи) служит выходной сигнал регулятора тока внешнего контура.

Для определения скорости подачи исполнительного органа, соответствующей крепости горной породы в диапазоне от  $f = 2$  до  $f = 6,8$  по шкале проф. М.М. Протодеяконова, произведём расчёт толщины стружки и скорости подачи из условия допустимого нагрева электродвигателя привода резания.

Устойчивый момент электродвигателя, приведенный к валу исполнительного органа –  $M_{уст.и.о.}$ , составит

$$M_{уст.и.о.} = \frac{K_{сп} \cdot M_{max\ и.о.}}{K_y (1 + a_n) (1 + K_{выр} \cdot a_b)} = 14897 \text{ Н} \cdot \text{м}, \quad (1)$$

где  $K_{сп}$  – коэффициент влияния параметров шахтной сети,  $K_{сп} = 0,92$  в соответствии с ПТЭЭП, которое допускает суммарную потерю напряжения в сети не более 5 % номинального напряжения на зажимах асинхронного электродвигателя;  $K_y$  – коэффициент влияния качества управления комбайном, при автоматическом управлении  $K_y = 1,1$ ;  $a_n$ ,  $a_b$  – коэффициенты, которые являются отношением амплитуды низкочастотной составляющей нагрузки к среднему значению и отношением амплитуды высокочастотной составляющей нагрузки к низкочастотной,  $a_n = a_b = 0,4$ ;  $K_{выр}$  – коэффициент выравнивания высокочастотной составляющей нагрузки, который зависит от параметров шахтной электросети, питающей комбайн, и от параметров привода, при отношении  $\Delta U/U_n \leq 5\%$  и мощности электродвигателя от 40 до 60 кВт,  $K_{выр} = 0,07$ .

Мощность электродвигателя привода резания  $N_T$ , равная расчетной мощности и соответствующая его допустимому нагреву при фактическом режиме работы, определится из выражения

$$N_T = K_{пк} \cdot N_{дл} \sqrt{\frac{100}{ПВ\%}} = 0,85 \cdot 55 \sqrt{\frac{100}{40}} = 73,9 \text{ кВт}, \quad (2)$$

где  $K_{пк}$  – коэффициент, учитывающий изменение мощности электродвигателя в зависимости от режима его работы.

Электродвигатель привода резания проходческого комбайна работает в повторно-кратковременном режиме и, согласно [1], его ПВ составляет 40 %.

Поскольку заданный цикл работы комбайна  $T = 30$  мин, то  $K_{пк} = 0,85$ . Вращающий момент электродвигателя  $M_T$ , соответствующий мощности электродвигателя по допустимому нагреву  $N_T$ , будет равен

$$M_T = 975 \frac{N_T}{n_k} \cdot \eta = 11478 \text{ Н} \cdot \text{м}, \quad (3)$$

где  $n_k$  – скорость вращения коронки исполнительного органа,  $n_k = 54,5$  об/мин.

В виду того, что  $M_{уст} > M_T$ , для дальнейшего расчета принимаем  $M_{рас} = M_T = 11478 \text{ Н} \cdot \text{м}$ .

Среднее значение усилия резания на одном резце  $P_{зср}$

$$P_{зср} = \frac{2M_{рас}}{n_{чр} \cdot n_{л} \cdot D_{ср} \cdot K_{тр} \cdot K_{ос} \cdot K_{вв}} = 2757 \text{ Н}, \quad (4)$$

где  $n_{чр}$  – количество резцов в линии резания,  $n_{чр} = 1$ ;  $n_{л}$  – число линий резания на резцовой коронке,  $n_{л} = 30$ ;  $D_{ср}$  – средний диаметр резцовой коронки (по траекториям резцов),  $D_{ср} = 0,685 \text{ м}$ ;  $K_{ос}$  – коэффициент ослабления забоя,  $K_{ос} = 0,9$ ;  $K_{вв}$  – коэффициент взаимного влияния инструмента,  $K_{вв} = 0,9$ ;  $K_{тр}$  – коэффициент, показывающий какую часть траектории движения резца он находится в контакте с горной породой,  $K_{тр} = 0,5$ .

Средняя толщина стружки, обеспечиваемая расчетным моментом приводного электродвигателя

$$h = \frac{P_{зср} - 0,25p_k \cdot K_{\alpha} \cdot K_{\beta} - 0,27\mu_d \cdot p_k \cdot F_{ср}}{0,018p_k \cdot t \cdot K_{\alpha} \cdot K_{\beta}}, \quad (5)$$

где  $p_k$  – показатель контактной прочности пород по Барону – Глатману,  $\text{кг/мм}^2$ ;  $K_{\alpha}$  – коэффициент, учитывающий влияние угла резания,  $K_{\alpha} = 0,9$ ;  $K_{\beta}$  – коэффициент, учитывающий влияние ширины режущей кромки,  $K_{\beta} = 1,045$ ;  $t$  – шаг резания, расстояние между соседними линиями резания,  $t = 20 \text{ мм}$ ;  $\mu_d$  – коэффициент трения движения резца о горную породу,  $\mu_d = 0,4$ ;  $F_{ср}$  – средняя величина проекции площадки затупления резца по задней грани на плоскость резания,  $F_{ср} = 15 \text{ мм}^2$ .

Показатель контактной прочности горных пород определяется из соотношения  $p_k = 4,4 \cdot f^{1,5}$  и приведен в таблице 1.

Расчётное усилие, развиваемое на исполнительном органе двумя гидроцилиндрами горизонтальной подачи  $F_r$  для угла между стрелой и осью симметрии комбайна  $\alpha = 0$  составляет:  $F_r = 3352 \text{ кг} = 32883 \text{ Н}$ . Это усилие остаётся постоянным при применении на проходче-

ском комбайне устройства, согласно [2] для выравнивания нагрузки электропривода резания исполнительного органа вдоль линии разрушения поверхности «забоя».

Таблица 1 – Значения показателя контактной прочности для различной крепости горных пород

| Показатели контактной прочности для различной крепости горных пород |    |    |    |       |       |        |
|---------------------------------------------------------------------|----|----|----|-------|-------|--------|
| f                                                                   | 2  | 3  | 4  | 5     | 6     | 6,8    |
| p <sub>к</sub>                                                      | 12 | 23 | 35 | 49,19 | 64,64 | 78,012 |

Для угля крепостью  $f = 2$  по шкале проф. Протоdjяконова М.М., максимальная толщина среза  $h_{\max} = 95,1$  мм, которая создается расчетным моментом приводного электродвигателя. Однако вылет резца обеспечивает максимальную толщину среза  $h_{\max} = 65$  мм. Поэтому, при разрушении угля крепостью  $f = 2$ , достаточен ток электродвигателя  $I = 0,68 I_H$ . При разрушении горных пород крепостью  $f = 3$ , ток электродвигателя  $I = I_H$ , а при крепости горных пород  $f > 3$ , фактические значения усилия подачи превышают расчётное значение, обеспечиваемое гидроцилиндрами горизонтальной подачи исполнительного гидропривода подачи. В связи с этим принимаем усилие подачи  $F_r$ , не превышающее расчётное, что влияет на уменьшение толщины среза для высоких значений крепости горных пород. Начиная с крепости пород  $f = 5$  (твёрдые включения, средний размер которых составляет примерно 0,35 м (линзо- и лепешковидные включения)), толщина среза зависит от комбинированного значения крепости угля и твёрдого включения.

Поскольку длина резцовой коронки  $L_{\text{кор}} = 0,64$  м, то распределение резцов по длине коронки пропорционально размеру твердых включений – 54,7 % (17 резцов), угля – 45,3 % (13 резцов). Максимальные и средние значения толщины стружки, зависящие от крепости горных пород, приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Максимальные и средние значения толщины стружки, зависящие от крепости горных пород

| Значения толщины стружки, зависящие от крепости горных пород |      |      |      |       |       |        |
|--------------------------------------------------------------|------|------|------|-------|-------|--------|
| f                                                            | 2    | 3    | 4    | 2; 5  | 2; 6  | 2; 6,8 |
| $h_{\max}$ , мм                                              | 65,0 | 40,4 | 20,2 | 16,83 | 11,46 | 8,46   |
| $h_{\text{ср}}$ , мм                                         | 41,4 | 25,7 | 12,9 | 10,72 | 7,3   | 5,39   |

Значения комбинированной крепости горных пород 2; 5, 2; 6, 2; 6,8 соответствуют крепости разрушаемого угля  $f = 2$  и твёрдого включения  $f = 5 - 6,8$ .

Значение линейной скорости подачи  $V_n$  разрушаемой горной породы определяется по формуле

$$V_n = 10^{-3} \cdot h_{\max} \cdot n_k, \quad (6)$$

Значения скоростей подачи при разрушении горных пород исполнительным органом проходческого комбайна приведены в таблице 3.

Для приведённых значений крепости горных пород, кроме пород крепостью  $f = 2$  и  $f = 3$ , ток приводного электродвигателя составляет  $I_p = 1,34 I_H$ , принятый из условия допустимого нагрева при ПВ = 40 % и времени цикла  $T = 30$  мин работы проходческого комбайна.

Расчетный ток  $I_p$ , соответствующий допустимому нагреву электродвигателя, может быть получен из выражения

$$I_p = \frac{N_p}{\sqrt{3} U_H \cdot \cos \varphi}. \quad (7)$$

Таблица 3 – Значения скоростей подачи исполнительного органа при разрушении горных пород различной крепости

| Скорости подачи исполнительного органа для различной крепости горных пород |      |      |      |      |      |        |
|----------------------------------------------------------------------------|------|------|------|------|------|--------|
| f                                                                          | 2    | 3    | 4    | 2; 5 | 2; 6 | 2; 6,8 |
| V <sub>п</sub> , м/мин                                                     | 3,54 | 2,20 | 1,10 | 0,92 | 0,62 | 0,46   |

Равенство (2) преобразуем к виду

$$I_p = k_{пк} \cdot I_n \sqrt{\frac{100}{ПВ \%}}. \quad (8)$$

Если при резании горной породы и твёрдых включений, скорость и усилие подачи, а также толщина стружки уменьшатся столь существенно, что производительность проходческого комбайна снизится до недопустимых пределов, то целесообразно произвести форсировку тока до значения  $1,5 \cdot I_n$  в течение 120 с.

Если и это условие не помогает, то автоматически выполняется отвод исполнительного органа из зоны перегрузки с последующей окаймляющей выборкой твёрдого включения.

Алгоритм генерации заданий на ток электродвигателя привода резания начинает выполняться с момента включения микроконтроллерной системы управления, которая автоматически формирует задание  $I_3 = I_{3х}$  контуру тока, соответствующее току электродвигателя, на 5 – 10 % превышающему ток холостого хода  $I_{хх}$ . Затем осуществляется пуск электродвигателя.

После контакта режущего инструмента с поверхностью забоя, по программе микроконтроллера изменяется задание на ток электродвигателя  $0,68 \cdot I_n \leq I_3 \leq I_p$ . Учитывая то, что микроконтроллерная система в каждом цикле дискретизации считывает данные с датчика скорости подачи исполнительного органа  $\omega_p$ , далее реализуется следующий алгоритм, записанный на псевдоязыке программирования:

```

если ( $\omega_p \geq \omega_{pmin}$  и  $\leq \omega_{pmax}$ ),
{
    то  $I_3 = I_p$ ; // максимальная производительность,
}
иначе ( $\omega_p > \omega_{pmax}$ ) // возможна заштыбовка, уменьшить скорость подачи
{
     $D_{рт} = \omega_{pmax}$ ; // выход регулятора тока ограничен на уровне задания
    // максимальной скорости контуру скорости подачи
}
иначе ( $\omega_p < \omega_{pmax}$ ) // проверка на экстремальную нагрузку
{
    если ( $t < 120$ ) // t – время резания при токе  $1,5 \cdot I_n$ ,
    {
        то  $I_3 = 1,5 \cdot I_n$ ; // твёрдое включение, резать 120 с при токе  $1,5 \cdot I_n$ ,
    }
     $I_3 = 0$ ; // отвести режущий инструмент от забоя
}
} // конец алгоритма.

```

Таким образом, в алгоритме управления заданием предусмотрено автоматическое задание на токи уставок электродвигателя, ориентированных на резание угля, породных прослойков и твёрдых включений. При коммутации уставок программно решен вопрос «защитных» зон этих уставок.

В результате разработан алгоритм автоматического задания на токи уставок электродвигателя привода резания при изменении крепости горной породы с выделением «защитных» зон, исключающих кратковременный выброс помех. Токи уставок электродвигателя выбраны для соответствующих крепостей горной породы  $f = 2 \quad I = 0,68 I_n$ ;  $f = 3 \quad I = I_n$ ; для  $f > 3 \quad I = 1,34 I_n$ . При средней крепости горной породы  $f > 5$ , осуществляется форсировка тока до  $1,5 I_n$  в течение 120 с, если это условие не выполняется, то производится отвод исполнительного органа из зоны перегрузки.

#### Список литературы

1. РД 1321-77. Методические указания. Комбайны проходческие избирательного действия. Расчет исполнительных органов [Текст] / ЦНИИПодземмаш, – М.: 1977. – 73 с.
2. Патент № 2349752. Российская Федерация. Устройство для управления стреловидным исполнительным органом горного комбайна [Текст] / Ю.А. Мещерина, А.Т. Мещерин, Е.В. Пугачев // Государственный реестр. Патенты. Товарные знаки. 2009. – №8.

УДК 621.31-83-52

### МОДЕЛЬ ДИНАМИЧЕСКОГО ЗВЕНА «ИСПОЛНИТЕЛЬНЫЙ ОРГАН – ЗАБОЙ» ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА

*Мещерина Ю.А., Мещерин А.Т., Кунина Д.В.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Проходческий комбайн со стреловидным исполнительным органом оборудован главным приводом (электроприводом резания) и исполнительным гидроприводом подачи, которые взаимодействуют через забой.

Уровень нагрузки электродвигателя главного привода резания проходческого комбайна определяется крепостью горной породы и скоростью подачи исполнительного органа [1, 2]. Это даёт возможность управлять нагрузкой нерегулируемого главного электропривода резания изменением скорости подачи исполнительного гидропривода.

В области нагрузок, для преодоления которых развиваемый электродвигателем главного привода момент меньше критического, ток электродвигателя приблизительно пропорционален его моменту. Поэтому для стабилизации момента нагрузки электродвигателя привода резания, требуется система управления с главной обратной связью по току электродвигателя, при этом выходной сигнал регулятора контура управления током должен управлять скоростью подачи исполнительного органа. Отсюда вытекает задача построения двухконтурной системы, в которой внутренний контур управляет скоростью подачи исполнительного органа комбайна, а внешний контур стабилизирует ток электродвигателя главного привода резания в соответствии с заданием, автоматически сформированным программным блоком автоматической генерации заданий контуру управления током в зависимости от крепости горной породы.

Пренебрегая значением момента холостого хода, определим момент сопротивления резанию на одном резце из соотношения [2]

$$M_c(t) = b_1(t) \cdot R_k \cdot h(t), \quad (1)$$

где  $M_c(t)$  – момент сопротивления, определяемый крепостью горной породы, Н·м;  $b_1$  – коэффициент, характеризующий крепость горной породы;  $R_k$  – радиус максимального вылета резцов коронки, м;  $h(t)$  – глубина резания (толщина стружки), м.

На основании работы [2] и рисунка 1, получим

$$h(t) = h_m \cdot \sin \varphi_k, \quad (2)$$

где  $\varphi_k$  – текущее значение угла положения резца,  $\varphi_k = 0$  соответствует направлению, перпендикулярному направлению резания, резец находится в контакте с горной породой в пределах угла  $0 \leq \varphi_k \leq \pi$ ;  $h_m$  – максимальная глубина резания, определяемая величиной подачи коронки за время половины её оборота, в соответствии с работой [2], определяется соотношением

$$h_m(t) = \frac{V_{\pi}(t)}{n_k \cdot n_{\text{чр}}}, \quad (3)$$

$V_{\pi}$  – линейная скорость подачи средней части коронки по направлению её перемещения, м/с;  $n_k$  – частота вращения коронки исполнительного органа, об/с;  $n_{\text{чр}}$  – количество резцов в линии резания.

Подставляя значение  $h_m(t)$  из (3) в (2), а полученное выражение для  $h(t)$  в (1) для одного резца, получим зависимость момента сопротивления резанию от линейной скорости подачи исполнительного органа

$$M_{c_1}(t) = \frac{b_1(t) \cdot R_k}{n_k \cdot n_{\text{чр}}} V_{\pi}(t) \cdot \sin \varphi_k, \quad 0 \leq \varphi_k \leq \pi. \quad (4)$$

Тогда для  $n$  резцов, расположенных на поверхности коронки с шагом  $\Delta n = 2\pi/(2n) = \pi/n$ , где коэффициент 2 в знаменателе учитывает то, что в соприкосновении с горной породы находится половина резцов, получим результирующий момент сопротивления резанию

$$M_c(t) = \sum_{i=1}^{n/2} \frac{b_1(t) \cdot R_k}{n_k \cdot n_{\text{чр}}} V_{\pi}(t) \cdot \sin(\varphi_k + i \cdot 2\pi/(2n)), \quad 0 \leq \varphi_k \leq \pi, \quad (5)$$

где  $i$  – номер резца, отсчитываемый от условно принятого за первый.

Из соотношения (5) следует, что момент сопротивления резанию пропорционален сумме  $n/2$  синусоид, сдвинутых относительно друг друга на угол  $\pi/n$ , причем каждый резец коронки исполнительного органа находится в контакте с горной породой в пределах угла  $0 \leq \varphi_k \leq \pi$ .



Рисунок 1 – Серповидная стружка при резании горной породы

Таким образом, получим математическую модель, отображающую зависимость момента сопротивления резанию горной породы одним резцом коронки исполнительного органа проходческого комбайна от линейной скорости подачи. Момент сопротивления резанию состоит из суммы положительных полувольт синусоид, последовательно сдвинутых на угол  $\pi/2$ , так что этот момент по аналогии с выходным напряжением тиристорного преобразователя, согласно [3], можно разложить на гладкую полезную составляющую и пульсирующую составляющую помех.



Предложенный в источнике [4] способ выравнивания усилия подачи и, тем самым, момента сопротивления резанию горной породы, обеспечивает его постоянство по всей поверхности забоя. Кроме того, в настоящее время находят применение коронки с резами, равномерно распределенными по винтовой линии с расстановкой по одному резцу в линии резания ( $n_{\text{чр}} = 1$ ).

Экспериментальные результаты, приведенные в работе [2] показали, что в этом случае момент нагрузки существенно усредняется, поэтому, при синтезе регулятора тока, пульсирующей составляющей можно пренебречь, и соотношение (5) при  $n_{\text{чр}} = 1$  принимает вид

$$M_c(t) \approx \frac{b_1(t) \cdot R_k}{n_k \cdot n_{\text{чр}}} V_{\text{п}}(t). \quad (6)$$

Чтобы перейти к зависимости  $M_c$  от угловой скорости подачи, воспользуемся зависимостью [5]

$$V_{\text{п}} = R_c \cdot \omega_{\text{п}}, \quad (7)$$

где  $R_c$  – длина стрелы исполнительного органа проходческого комбайна, м.

В результате получим следующее соотношение

$$M_c(t) = \frac{R_k \cdot R_c}{n_k} b_1(t) \cdot \omega_{\text{п}}(t). \quad (8)$$

Обозначив  $\frac{R_k \cdot R_c}{n_k} = K_3$ , соотношение (8) перепишем в виде

$$M_c(t) = K_3 \cdot b_1(t) \cdot \omega_{\text{п}}(t). \quad (9)$$

Запишем уравнение (9) в операторной форме

$$M_c(p) = K_3 \cdot b_1(p) \cdot \omega_{\text{п}}(p). \quad (10)$$

Структурную схему модели звена «Исполнительный орган – забой», используя соотношение (10), представим на рисунке 2.

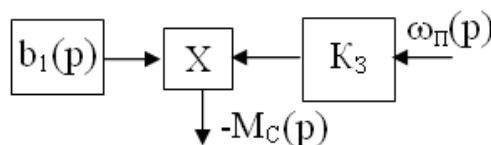


Рисунок 2 – Структурная схема модели звена «Исполнительный орган – забой»

Коэффициент  $b_1$  ступенчато изменяется только при смене задания на ток электродвигателя, оставаясь постоянным до включения следующей уставки задания по току. При фиксированных значениях коэффициента  $b_1$  звено «Исполнительный орган – забой» является линейным и может быть представлено в виде следующей упрощенной структурной схемы (рисунок 3).

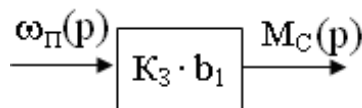


Рисунок 3 – Упрощенная структурная схема модели звена: «Исполнительный орган – забой»

Звено «Исполнительный орган – забой» целесообразно использовать для модельных исследований. Поскольку от параметров этого звена зависит только момент нагрузки, алгоритм автоматического задания уставок по току электродвигателя главного привода разрабатывается без использования коэффициента  $b_1$ .

Таким образом, предложенная модель динамического звена «Исполнительный орган – забой» позволит создать структурную схему системы управления электроприводом резания исполнительного органа проходческого комбайна во взаимосвязи контуров скорости подачи

и управления током, идентифицировать крепость горных пород при коммутации уставок тока электродвигателя главного привода.

#### Список литературы

1. Киклевич, Н.А. Режимы работы исполнительных органов и привода угольных комбайнов [Текст] / Н.А. Киклевич, Ю.Н. Киклевич. – М.: Недра, 1965. – 133 с.
2. Солод, В.И. Горные машины и автоматизированные комплексы [Текст]: учебник / В.И. Солод, В.И. Зайков, К.М. Первов. – М.: Недра, 1981. – 503 с.
3. Булгаков, А.А. Новая теория управляемых выпрямителей [Текст] / А.А. Булгаков. – М.: Наука, 1970. – 320 с.
4. Патент № 2349752. Российская Федерация. Устройство для управления стреловидным исполнительным органом горного комбайна [Текст] / Ю.А. Мещерина, А.Т. Мещерин, Е.В. Пугачев // Государственный реестр. Патенты. Товарные знаки. 2009. – №8.
5. Трофимова, Т.И. Курс физики [Текст]: учеб. пособие для вузов / Т.И. Трофимова. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Высш. шк., 1990. – 478 с.

УДК 621.312.6:622

### СПОСОБ И УСТРОЙСТВО ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ АККУМУЛЯТОРОВ ДЛЯ КОМПЛЕКТАЦИИ ИХ В БАТАРЕИ

*Пугачев Е.В., Тимофеев А.С., Бич Т.А.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Эффективная работа предприятий угольной промышленности во многом определяется наличием надёжных средств индивидуального освещения рабочего места шахтера. Стабильная и отвечающая правилам техники безопасности освещенность рабочего места в подземных условиях, позволяет существенно повысить производительность и комфортность труда, снизить травматизм, а также сократить время на техническое обслуживание горного оборудования. Для этих целей применяются индивидуальные головные светильники с батареями из герметичных никель-кадмиевых аккумуляторов типа НКГК-11Д, которые по оценкам научно-исследовательских и отраслевых организаций в области электрохимической энергетики, а также компании Cadex Electronics Inc., Vancouver, Canada являются наиболее приемлемыми для условий эксплуатации в промышленности.

Однако по причине сложности электрохимической системы и несовершенства технологии изготовления, не всегда удается получить стабильные ёмкостные характеристики отдельных аккумуляторов при гарантированном сроке службы, что в настоящее время является весьма актуальной проблемой. Их эксплуатация на существующих серийных групповых зарядных станциях, имеющих неудовлетворительные технические характеристики, не обеспечивает требуемую точность стабилизации зарядного напряжения на батарее. Причем этот уровень не корректируется в соответствии с индивидуальными особенностями конкретных батарей, имеющих различное техническое состояние, а, следовательно, и различный уровень конечного зарядного напряжения. Такая эксплуатация в продолжительном режиме приводит к систематическим недозарядам, и перезарядам отдельных аккумуляторов в батарее, что имеет место на большинстве шахт, где батарея находится в эксплуатации до момента, когда начинается ее систематическое преждевременное «выгорание».

Практика показывает, что срок службы головных светильников типа ЗНКГК-11Д зависит от своевременного диагностирования технического состояния отдельных аккумуляторов батареи, на протяжении всего срока их эксплуатации, к которому относятся:

- определение и прогнозирование энергетических характеристик;

- определение эксплуатационного ресурса аккумулятора с учетом динамических процессов в его электрохимической системе;
- обеспечить ёмкостные характеристики отдельных аккумуляторов при гарантированном сроке службы.

Электрохимическое состояние аккумулятора находится в тесной корреляции с его электрическими параметрами такими как: активное сопротивление, сопротивление поляризации электродов, ёмкость их поляризации, ЭДС. По которым, с высокой корреляционной зависимостью, можно диагностировать техническое состояние аккумулятора.

Поэтому определение электрических параметров аккумулятора в различных его технических состояниях на всех этапах эксплуатации является весьма актуальной проблемой.

Наиболее эффективным вариантом решения этой проблемы может послужить предлагаемая методика определения технического состояния аккумулятора, основанная на анализе его динамических характеристик, полученных путем активного на него воздействия.

Для расчета электрических параметров определяющих техническое состояние аккумулятора приняты следующие характеристики:

- коэффициент отдачи по ёмкости  $K_Q$ ;
- коэффициент отдачи по энергии  $K_W$ ;
- коэффициент полезного действия  $K_A$ .

Известно, что коэффициент отдачи АИП по ёмкости  $K_Q$  равен отношению разрядной ёмкости  $Q_P$  к зарядной  $Q_3$

$$K_Q = Q_P / Q_3.$$

В свою очередь разрядная и зарядная ёмкости АИП соответственно выразятся:

$$Q_P = \int_0^{t_p} \frac{E_a - \Delta U_a(t)}{R_H} dt; \quad Q_3 = I_3 t_3,$$

где  $I_3$  – стабилизированный ток заряда АИП, А;  $t_3$  – время заряда АИП, с;  $t_p$  – время разряда АИП, с;  $\Delta U_a(t)$  – падение напряжения на АИП при его разряде на  $R_H$ , В;  $E_a$  – ЭДС (напряжение разомкнутой цепи) АИП, В.

Тогда динамический коэффициент отдачи по ёмкости будет равен

$$K_Q = \frac{\int_0^{t_p} E_a - \Delta U_a dt}{R_H \cdot I_3 \cdot t_3},$$

где  $\Delta U_a$  – падение напряжения на АИП при разряде на  $R_H$  и полной компенсации его ЭДС, В

$$\Delta U_a = \Delta U_0 + \Delta U_{уст} \cdot \left[ 1 - \exp\left(-\frac{t_1}{T}\right) \right];$$

$\Delta U_0$  – падение напряжения на АИП в момент 0 с, В;

$$\Delta U_{уст} = \frac{U_1 - U_0}{1 - \exp\left(-\frac{t_1}{T}\right)} \quad - \quad \text{установившееся значение падения напряжения на АИП, В;}$$

$$T = \frac{t_1}{\ln \frac{U_1 - U_0}{U_2 - U_1}} \quad - \quad \text{постоянная времени разряда АИП при условии } t_1 = 2t_2, \text{ с;}$$

$U_1, U_0$  – падение напряжения на АИП в моменты времени  $t_1$  и  $t_2$ , В.

Тогда при условии равенства  $t_3 = t_p$  получим уравнение

$$K_Q = \frac{E_a - (U_0 + \Delta U_{\text{ycm}}) + \frac{\Delta U_{\text{ycm}} \cdot T \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{t_1}{T}\right)\right]}{t_1}}{I_3 \cdot R_H}.$$

Коэффициент отдачи АИП по энергии выразится

$$K_W = \frac{W_P}{W_3} = \frac{Q_P \cdot U_P}{Q_3 \cdot U_3},$$

где  $W_P, W_3$  – электроэнергии АИП разряда и заряда соответственно, Дж;  $U_P, U_3$  – напряжения соответственно разряда и заряда АИП, В.

Энергия заряда и разряда АИП определяется соответственно уравнениями:

$$W_3 = I_3 \cdot U_3 \cdot t_3, \quad W_P = Q_P \cdot U_P = \int_0^{t_P} \frac{[E_a - \Delta U_a(t)]^2}{R_H} dt.$$

Вычисляя интеграл при условии  $t_3 = t_P$ , получим

$$W_P = \frac{1}{R_H} \left\{ [E_a - (U_0 + \Delta U_{\text{ycm}})]^2 \cdot t + 2\Delta U_{\text{ycm}} \cdot T \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{t_1}{T}\right)\right] \times \right. \\ \left. \times [E_a - (U_0 + \Delta U_{\text{ycm}})] + \Delta U_{\text{ycm}}^2 \cdot \frac{T}{2} \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{2t_1}{T}\right)\right] \right\}.$$

После преобразований динамический коэффициент отдачи АИП по энергии будет равен

$$K_W = \frac{[E_a - (U_0 + \Delta U_{\text{ycm}})]^2 \cdot t_1 + 2\Delta U_{\text{ycm}} \cdot T \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{t_1}{T}\right)\right] \cdot [E_a - (U_0 + \Delta U_{\text{ycm}})]}{R_H \cdot I_3 \cdot U_3 \cdot t_3} + \\ + \frac{\Delta U_{\text{ycm}}^2 \cdot \frac{T}{2} \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{2t_1}{T}\right)\right]}{R_H \cdot I_3 \cdot U_3 \cdot t_3}.$$

Обозначив  $[E_a - (U_0 + \Delta U_{\text{ycm}})] = A$ , выражение для  $K_W$  переписывается в виде

$$K_W = \frac{A^2 \cdot t_1 + 2A \cdot \Delta U_{\text{ycm}} \cdot T \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{t_1}{T}\right)\right] + \Delta U_{\text{ycm}}^2 \cdot \frac{T}{2} \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{2t_1}{T}\right)\right]}{R_H \cdot I_3 \cdot U_3 \cdot t_3}.$$

Динамический коэффициент полезного действия  $K_A$  при соблюдении равенства  $t_3 = t_P$  выражается отношением полезной энергии разряда, отдаваемой АИП на активную нагрузку  $W_P = \int_0^{t_P} U_H(t) \cdot i_H(t) dt$  к фактической энергии запасенной в АИП

$$W_a = \int_0^{t_3} E_a \cdot i_3(t) dt, \quad K_A = \frac{W_P}{W_A} = \frac{\int_0^{t_P} U_H(t) \cdot i_H(t) dt}{\int_0^{t_3} E_a \cdot i_3(t) dt}.$$

Учитывая потери энергии в АИП при его разряде  $\Delta W_A$ , коэффициент полезного действия можно записать в виде

$$K_A = \frac{W_A - \Delta W_A}{W_A}.$$

Тогда выражение для  $K_W$  перепишется

$$K_W = \frac{[E_a - (\Delta U_0 + \Delta U_{ycm})]^2 \cdot t_1 + 2\Delta U_{ycm} \cdot T \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{t_1}{T}\right)\right]}{E_a \left\{ [E_a - (\Delta U_0 + \Delta U_{ycm})] + \Delta U_{ycm} \cdot T \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{t_1}{T}\right)\right] \right\}} \times$$

$$\times \frac{[E_a - (\Delta U_0 + \Delta U_{ycm})] + \Delta U_{ycm}^2 \frac{T}{2} \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{2t_1}{T}\right)\right]}{E_a \left\{ [E_a - (\Delta U_0 + \Delta U_{ycm})] + \Delta U_{ycm} \cdot T \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{t_1}{T}\right)\right] \right\}}, \text{ или,}$$

$$K_W = \frac{A^2 \cdot t_1 + 2A \cdot \Delta U_{ycm} T \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{t_1}{T}\right)\right] + \Delta U_{ycm}^2 \frac{T}{2} \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{2t_1}{T}\right)\right]}{E_a \cdot \left\{ A + \Delta U_{ycm} \cdot T \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{t_1}{T}\right)\right] \right\}}.$$

Коэффициент полезного действия аккумулятора окончательно можно представить выражением

$$K_A = \frac{K_W \cdot K_3}{K_Q \cdot K_a}.$$

Статистический анализ базы данных электрических параметров аккумуляторов позволил установить тесную корреляцию  $R_O$ ,  $Q_P$ ,  $K_A$ . Полученные эмпирические зависимости представлены на рисунках 1, 2.

Эти зависимости являются, основополагающими в оценке технического состояния и с высокой точностью отражают остаточный энергетический ресурс аккумулятора, что крайне важно при качественной комплектации батарей и прогнозировании возможности восстановления энергетических характеристик аккумулятора или его списания.

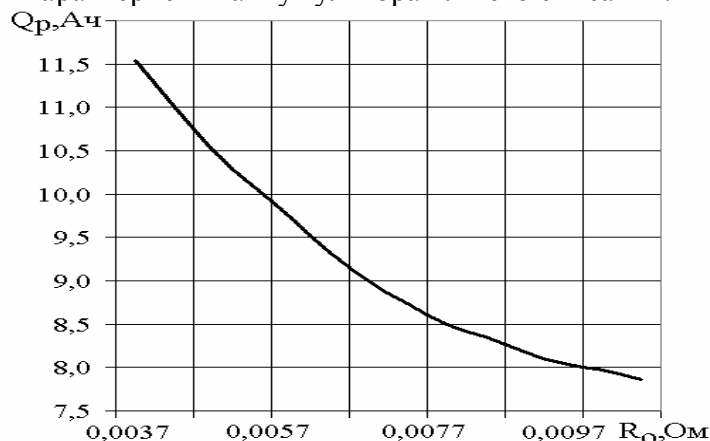


Рисунок 1—Зависимость разрядной ёмкости  $Q_P$  от омического сопротивления  $R_O$

Данная методика позволяет определить фактическую остаточную разрядную ёмкость с точностью до  $\pm 2-3\%$ , которая удовлетворяет техническим нормам эксплуатации и адаптирована к автоматизированной системе экспресс-диагностики.

Выполненные исследования положены в основу создания устройства экспресс-диагностики технического состояния аккумуляторов, на базе анализа их динамических характеристик. Устройство экспресс-диагностики позволяет получить индивидуальные переходные функции отдельных аккумуляторов путем активного входного воздействия в виде единичного импульса тока и давать рекомендации по комплектации батареи, из аккумуляторов с близкими характеристиками.

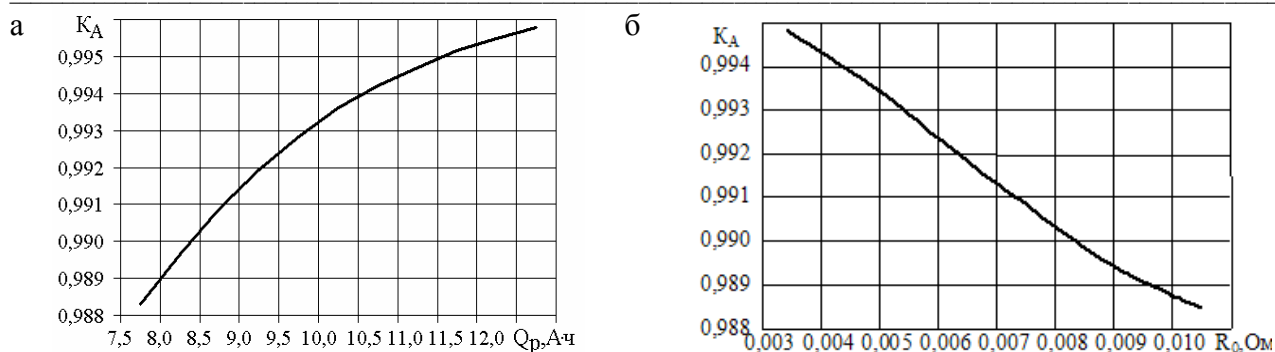


Рисунок 2 – Зависимости КПД аккумулятора  $K_A$  от разрядной ёмкости  $Q_p$  (а); от активного сопротивления  $R_0$  (б)

Функциональная структура предлагаемого устройства приведена на рисунке 3, которая содержит следующие блоки: (АИП) – аккумуляторный источник питания,  $R_H$  – нагрузочный резистор, (ЭК) – электронный ключ, (РИОН) – регулируемый источник опорного напряжения, (ДИУ) – дифференциальный измерительный усилитель, микроЭВМ, (К) – соединенные коммутатор напряжения, (УВХ) – устройство временного хранения аналогового сигнала, (АЦП) – аналого-цифровой преобразователь.

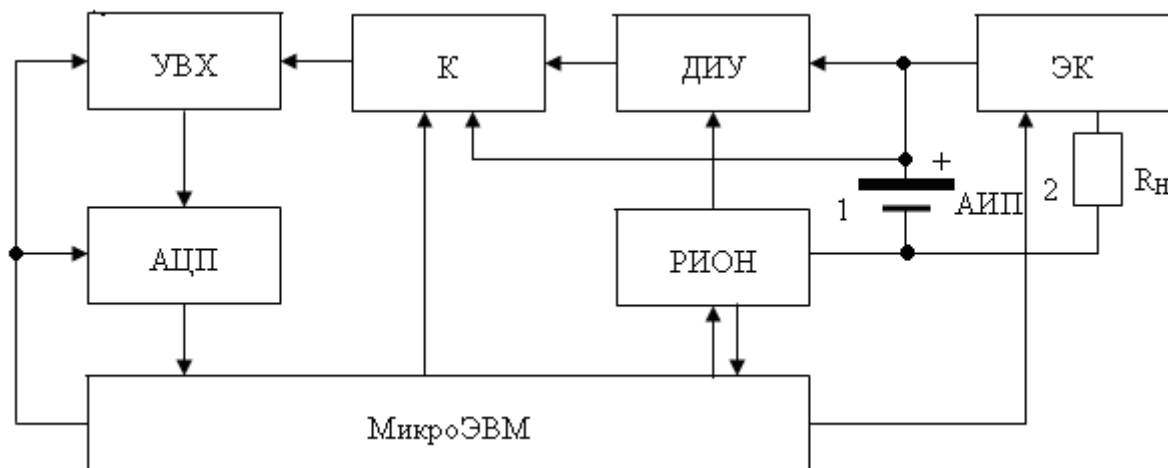


Рисунок 3 – Функциональная структура устройства для определения электрических параметров аккумуляторов

Функционирование системы начинается с момента завершения инициализации микроЭВМ и запуска программного обеспечения, согласно которому микроЭВМ подает команду коммутатору напряжения для подключения положительного выхода аккумулятора на вход УВХ.

Работает устройство в два этапа. На первом этапе в целях повышения точности измерения параметров переходного процесса, осуществляется настройка устройства путем автоматической компенсации ЭДС аккумулятора, т.е. напряжение между выводом аккумулятора и выводом РИОН должно быть равно нулю, что сопровождается выполнением следующих операций:

- измеряется напряжение на положительном выводе аккумулятора;
- микроЭВМ по сигнальному проводу подает команду коммутатору напряжения для подключения положительного вывода аккумулятора к входу АЦП через УВХ аналогового сигнала и запуска АЦП.

По окончании преобразования АЦП на его выходе устанавливается цифровой эквивалент напряжения аккумулятора. Полученный цифровой эквивалент, микроЭВМ подает через порт вывода на вход РИОН и в результате его преобразования на выходе установится напря-

жения равно напряжению аккумулятора. Это равенство напряжений определяется нулевой разностью напряжения на выходе ДИУ, что подтверждает АЦП нулевым значением двоичного кода на его выходе. При необходимости уточнения, компенсация осуществляется в автоматическом режиме путем корректировки двоичного кода на входе РИОН.

На втором этапе функционирования устройства диагностики происходит подключение аккумулятора через электронный ключ к нагрузочному прецизионному резистору  $R_H$ . С этого момента в аккумуляторе начинает протекать переходный процесс, который определяется снижением напряжения на его положительном выводе, в то время как напряжение на выходе РИОН остается неизменным. Это означает, что на входе ДИУ обозначится разность напряжения или переходный процесс аккумулятора, который с помощью АЦП преобразуется в цифровой код, (аналогично работе первого этапа) и сохраняется в виде базы данных в памяти микроЭВМ.

Разработанное устройство экспресс-диагностики испытано в лабораторных и в производственных условиях на герметичных аккумуляторах типа НКГК-11Д различного технического состояния, и позволяет рассчитывать их фактическую разрядную емкость с точностью до  $\pm 0,25$  А·ч, что вполне удовлетворяет техническим требованиям и нормам эксплуатации.

Алгоритм определения фактической разрядной емкости и комплектации аккумуляторов в батареи приведен на рисунке 4.



Рисунок 4 – Алгоритм определения разрядной ёмкости и комплектации аккумуляторов в батареи

Результаты испытаний подтвердили работоспособность предлагаемого устройства, которое рекомендуется к использованию в автоматизированной системе экспресс-диагностики технического состояния аккумуляторов на различных этапах их жизненного цикла, что подкрепляется актом внедрения.

Предложенная методика экспресс-диагностики технического состояния герметичных аккумуляторов никель-кадмиевой системы типа НКГК-11Д, которая основана на анализе их электрических характеристик в переходных режимах на различных этапах жизненного цикла позволяет комплектовать батареи из аккумуляторов с наиболее близкими энергетическими характеристиками, и позволяет на 20-30% увеличить срок службы аккумуляторных батарей шахтных головных светильников и повысить надёжность их работы.

#### Список литературы

1. Патент 2101806 Россия, H01 M10.48,G01R; № 1001978/07. Способ определения электрических параметров аккумуляторных источников питания / Пугачев Е.В., Тимофеев А.С., Вавиловский В.И. Мельчуков С.А., заявл. 01.02.96; опубл. 0.01.98.
2. Патент 2246155 Россия, 01M 10/48, C2 № 2246155. Способ определения электрических параметров аккумуляторов для комплектации их в батареи и устройство для его осуществления / Тимофеев А.С. Пугачев Е.В. Вавиловский В.И. Мельчуков С.А. Бич Т.А., от 10.02.2005.
3. Тимофеев А.С. Разработка способа и технических средств диагностики герметичных аккумуляторов шахтного назначения по энергетическим характеристикам: Дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук: защищена 29.06.1999г. /СибГИУ. – Новокузнецк, 1999. – 148с.

УДК 621.31: 622.62(043)

### РЕЖИМЫ ИСПЫТАНИЙ ТЯГОВЫХ АККУМУЛЯТОРНЫХ БАТАРЕЙ

*Пугачева Э.Е.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Задача испытаний технических устройств в условиях, приближенных к условиям их реальной эксплуатации является одной из основных в технической кибернетике.

Исследования показали, что тяговые аккумуляторные батареи (ТАБ) шахтных электровозов эксплуатируются в значительно более тяжелых условиях, чем это моделируется при их стендовых испытаниях на заводах-изготовителях и станциях технического обслуживания. Это приводит к расхождению параметров реальной технической эксплуатации аккумуляторных батарей, их паспортных характеристик и, соответственно, к снижению срока их службы и ухудшению качества работы.

В связи с этим предлагается испытывать батареи в режимах, приближенных к эксплуатационным по заданному ряду параметров.

Одним из основных параметров характеризующих режим эксплуатации шахтных тяговых аккумуляторных батарей, является ток нагрузки (или ток разряда). Эта характеристика дает довольно полное представление об эксплуатационных режимах, поскольку отражает характер нагрузки на электропривод электровоза, которая в свою очередь зависит от характера движения электровоза по трассе, то есть напрямую связана с характеристиками трассы движения.

При этом выявлено однозначное соответствие величины тока разряда тяговой аккумуляторной батареи электровоза и характеристик откаточной трассы, таких как уклон, радиус кривизны и техническое состояние рельсового пути в целом.

Кроме того, токовые нагрузки на тяговые батареи зависят от характеристик поездного состава – типа электровоза, типа и количества вагонеток в составе, их загрузки и т.п.

Определенное влияние на разрядный ток батареи оказывают ограничения, накладываемые на параметры движения состава: допустимая скорость движения, допустимое ускорение (замедление).



Предлагается методика расчета так называемых условно-эксплуатационных токовых режимов для стендовых испытаний тяговых аккумуляторных батарей, которые близки к реальным эксплуатационным режимам и отражают степень тяжести конкретных условий откатки для конкретной шахты, группы шахт, региона и др.

Практическое применение условно-эксплуатационных токовых режимов разряда тяговых батарей даст возможность получать оценки реальных эксплуатационных характеристик конкретных батарей в конкретных шахтных условиях откатки.

Использование таких оценок позволит повысить эффективность эксплуатации тяговых батарей и производительность откатки, а также приблизить конструктивные параметры разрабатываемых новых типов тяговых аккумуляторов и систем электропривода рудничных электровозов к реальным режимам их эксплуатации.

Предлагаемый подход основан на математическом моделировании динамики процесса шахтной электровозной откатки по конкретным трассам и базируется на применении методов динамического моделирования и оптимального управления в сочетании с теорией движения поезда.

Задача математического моделирования процесса откатки сформулирована как задача оптимального управления движением электропривода с составом по заданной трассе. В качестве критерия оптимальности принято время прохождения трассы движения. Минимизация времени прохождения маршрутов откатки при определенных ограничениях соответствует производственному требованию максимальной производительности откатки.

Задача решалась при следующих ограничениях:

- трасса движения поезда представляет собой последовательность ее участков с определенными значениями трех параметров: величины уклона  $i$ , радиуса кривизны рельсовых путей  $R$  и длины  $L$ ;

- на каждом участке трассы заданы предельно допустимые значения скорости  $V$ , ускорения разгона  $A_1$  и торможения  $A_2$ ;

- задан тип электровоза, тип вагонеток в составе, их количество и загрузка.

Решение задачи синтеза оптимального по быстродействию динамического модельного токового режима включает в себя несколько этапов:

1. Расчет оптимального закона изменения во времени скорости движения электровоза с составом  $v(t)$  и ускорения  $a(t)$  (на основе применения методов теории оптимального управления).

2. Расчет оптимального закона изменения во времени силы тяги двигателей электровоза  $F(t)$ , обеспечивающего изменение скорости движения состава по оптимальному закону  $v(t)$  (с использованием характеристик трассы движения и загрузки состава).

3. Расчет оптимального закона изменения тока разряда  $I(t)$  батареи, обеспечивающего требуемый закон изменения силы тяги  $F(t)$  (по электрическим характеристикам тягового двигателя).

Задача прохождения составом трассы движения за минимальное время решена на основе применения принципа максимума Понтрягина. Решение задачи при выбранных ограничениях сводится к последовательному решению на каждом участке трассы стандартной задачи оптимального по быстродействию перевода материальной точки из начальной точки фазового пространства в конечную.

В общем случае процесс оптимального движения на каждом участке включает три последовательные зоны: зону разгона с максимальным ускорением, зону равномерного движения с максимальной скоростью и зону движения с максимальным замедлением. В зависимости от наличия и сочетания этих зон возможны семь типовых режимов прохождения участков трассы движения.

Для подавляющего большинства участков, имеющих достаточную протяженность (кроме участков маневровых работ), выполняется условие

$$L_k \geq \frac{|V_{k+1}^2 - V_{k-1}^2|}{2A_{\min}}, \quad k=1, 2, \dots, n, \quad (1)$$

где  $A_{\min}$  – минимальное из значений  $A_{1k}$ ,  $A_{3k}$ .

В случае выполнения этого ограничения тип расположения зон и оптимальный закон изменения скорости движения состава на каждом участке трассы определяется только характеристиками предыдущего ( $(k-1)$ -го, самого  $k$ -го и последующего  $(k+1)$ -го участков.

Для математического описания всех семи возможных типов расположения зон изменения скорости на различных участках трассы введено понятие максимальной скорости движения  $V_{км}$ , которую может развить поезд на каждом участке, двигаясь с ускорением разгона  $A_{1k}$  и ускорением торможения  $A_{3k}$  при отсутствии ограничения на скорость

$$V_{км} = \sqrt{\frac{2}{\frac{1}{A_{1k}} + \frac{1}{A_{3k}}} \cdot \left[ L_k + \frac{1}{2} \left( \frac{V_{k-1}^2}{A_{1k}} + \frac{V_{k+1}^2}{A_{3k}} \right) \right]}. \quad (2)$$

Тип расположения зон на каждом участке определяется соотношением между  $V_{км}$ ,  $V_k$ ,  $V_{k-1}$  и  $V_{k+1}$ .

Время  $T_k$  прохождения составом каждого участка трассы при оптимальном по быстродействию движении для каждого из типов участков определяется суммированием продолжительности периодов ускоренного  $t_{1k}$ , равномерного  $t_{2k}$  и замедленного  $t_{3k}$  движения состава на каждом участке трассы.

Значения  $t_{1k}$ ,  $t_{2k}$  и  $t_{3k}$  для каждого из участков определяются исходя из принятых ограничений по скорости  $V_{k-1}$ ,  $V_k$ ,  $V_{k+1}$  и по ускорению  $A_{1k}$ ,  $A_{3k}$ , а также длины каждого участка  $L_k$ :

$$\left. \begin{aligned} t_{1k} &= \frac{V_k - V_{k-1}}{A_{1k}}; \\ t_{3k} &= \frac{V_k - V_{k+1}}{A_{3k}}; \\ t_{2k} &= \frac{1}{V_k} \left( L_k - \frac{1}{2} [(V_k + V_{k-1}) \cdot t_{1k} + (V_k + V_{k+1}) \cdot t_{3k}] \right) \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

Оптимальный по быстродействию закон изменения ускорения  $a(t)$  для каждого типа участка запишется в виде:

$$a(t) = \begin{cases} A_{1k}, & \text{при } 0 < t \leq t_{1k}; \\ 0, & \text{при } t_{1k} < t \leq t_{1k} + t_{2k}; \\ -A_{3k}, & \text{при } t_{1k} + t_{2k} < t \leq t_{1k} + t_{2k} + t_{3k}. \end{cases} \quad (4)$$

Оптимальный по быстродействию закон изменения силы тяги двигателей  $F(t)$  определяется уравнением

$$F(t) + M(w_0(t) \pm w_i(t) + w_{кр}(e) \pm M_{np} \cdot a(t)), \quad (5)$$

где  $w_0(t)$  – удельное основное сопротивление движению состава от трения качения и трения скольжения на осях,  $ga$  Н/м;  $w_i(t)$  – удельное сопротивление от уклона пути,  $ga$  Н/м;  $w_{кр}(t)$  – удельное сопротивление на кривых,  $ga$  Н/м;  $M_{np}$  – приведенная масса поезда,  $m$ .

$$M_{np} = K_g \cdot M, \quad (6)$$

$K_g$  – коэффициент, учитывающий влияние вращающихся элементов поезда;  $M$  – физическая масса поезда, т.

$$M = P + (Q_g + Q_r) \cdot N_B, \quad (7)$$

$P$  – масса электровоза;  $Q_g$  – масса вагонетки;  $Q_r$  – масса груза в каждой вагонетке;  $N_B$  – количество вагонеток в составе.

Закон изменения величины тока разряда батареи  $I(t)$  в рабочем диапазоне токовых нагрузок с достаточным для практических расчетов приближением может быть описан линейной зависимостью

$$I(t) = x \cdot F(t) + y, \quad (8)$$

где  $x, y$  – коэффициенты, определяемые по электромеханической характеристике тяговых двигателей того или иного типа.

С использованием формул (5) и (8) вычисляется величина тока разряда батареи для каждой из зон  $K$  – го участка трассы движения:

1) для зоны равноускоренного движения

$$I_{1k} = x \cdot M \cdot (w_{ок} \pm w_{ik} + w_{кр.к}) + M_{np} \cdot A_k + y; \quad (9)$$

2) для зоны равномерного движения

$$I_{2k} = x \cdot M \cdot (w_{ок} \pm w_{ik} + w_{кр.к}) + y, \quad (10)$$

3) в зоне динамического торможения ток не потребляется

$$I_{3k} = 0. \quad (11)$$

Следовательно, при оптимальном по быстродействию движении по трассе закон изменения тока на каждом участке в зависимости от времени, протекшего от начала движения поезда по этому участку, представляет собой последовательность прямоугольных импульсов  $I_{1k}, I_{2k}, I_{3k}$  с длительностью соответственно  $t_{1k}, t_{2k}, t_{3k}$ . Полученный закон (3), (4), (9) – (11) изменения тока разряда во времени  $I(t)$ , обеспечивающий прохождение составом трассы движения за минимальное время при наличии ограничений по скорости и ускорению называется динамическим модельным токовым режимом разряда ТАБ.

Он может быть рассчитан для любой откаточной трассы (исходя из ее характеристик и характеристик поезда) как для действующих, так и для вновь проектируемых шахт.

Разработанный алгоритм расчета динамического модельного токового режима разряда ТАБ может быть реализован в виде программы для ЭВМ.

На базе динамических модельных токовых режимов разряда ТАБ можно рассчитать так называемые условно-эксплуатационные токовые режимы разряда батарей, которые с одной стороны, достаточно просты в практической реализации, а с другой – с достаточной точностью отражают динамические или статические характеристики фактических режимов разряда ТАБ в конкретных условиях их эксплуатации.

Методика расчета условно-эксплуатационных токовых режимов разряда ТАБ включает три этапа:

1) расчет динамического модельного токового режима разряда батарей для конкретных условий откатки;

2) построение гистограммы распределения значений модельного тока разряда ТАБ, представляющей собой статическую модель эксплуатационных токовых нагрузок на ТАБ;

3) расчет и построение условно-эксплуатационного режима в виде циклически повторяющейся последовательности кусочно-ступенчатых кривых колебаний разрядного тока, распределение которых воспроизводит с заданной степенью точности значений тока динамического модельного токового режима разряда.

В зависимости от требований на точность приближения к эксплуатационным токовым нагрузкам с одной стороны и ограничений на сложность реализации в условиях стендовых

испытаний с другой, условно-эксплуатационный токовый режим может содержать различное количество ступеней. Рациональный компромисс между этими требованиями может быть достигнут для режима, содержащего 4-6 ступеней.

Предлагаемая методика проверена в производственных условиях и рекомендуется к применению при испытаниях и сервисном обслуживании ТАБ.

УДК: 622.28.043.5-117

## **ОЦЕНКА ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ КРЕПЕЙ ПОДДЕРЖИВАЮЩЕГО ТИПА С ВЕРХНИМИ СВЯЗЯМИ ДЛЯ ОТРАБОТКИ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С НЕУСТОЙЧИВОЙ КРОВЛЕЙ**

*Гордеев С.Н.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Отработка пластов с неустойчивой кровлей характеризуется значительными трудностями и требует часто ряда дополнительных мероприятий.

На участках выемочных столбов со сложными горно-геологическими условиями простои забойного оборудования и трудоёмкость рабочих процессов увеличивается в 1,2-3 раза. Значительную долю общих простоев составляют остановки забойного оборудования, связанные с выполнением дополнительных операций (бурение шпуров, анкерование забоя, возведение опережающей крепи, заделка куполов, разбивка и уборка крупных кусков породы, ведение БВР, управление конвейером в вертикальной плоскости и т.д.).

Простои забойного оборудования, связанные с выполнением дополнительных операций, оказывают существенное влияние на производительность очистных забоев независимо от типа комплекса.

Величины потерь времени зависят от количества ГРОЗ, организации их труда, оснащённости забоев вспомогательным оборудованием. Однако, на практике для работы в сложных условиях зачастую не планируются оснащение забоя оборудованием и материалами для выполнения дополнительных видов работ, а численный состав большинства бригад недоукомплектован. По этой причине длительность простоев оборудования увеличивается, добыча и скорость продвижения забоя снижается. При малых скоростях продвижения (менее 1м/сут), развивается вывалообразование, что в свою очередь ещё больше увеличивает трудоёмкость работ. Длительность остановок забойного оборудования особенно увеличивается в диапазоне укомплектованности бригад до 30 вых/сут.

Столь значительное влияние численного состава бригады на величину простоев объясняется тем, что большинство дополнительных видов работ, требуют ручного труда. При этом количество электросвёрл, электропил и других инструментов часто бывает недостаточным для быстрого выполнения необходимого объёма работ. На мощных пластах бурение шпуров, скважин и заделка куполов осуществляется с различных подмостков и эти операции связаны с повышенной трудоёмкостью и опасностью работ.

Увеличение длительности простоев до 12-18 часов влечёт за собой дальнейшее развитие куполов и увеличение площади куполов в 1,3-1,4 раза.

Существенное влияние при отработке пластов с неустойчивой кровлей на снижение аварийных простоев лав и безопасность работ в очистном забое оказывает правильно выбранный тип механизированного комплекса и параметры крепи комплекса. Существуют разные мнения по рациональному типу крепи для отработки пластов с неустойчивыми вмещающими породами. Многие специалисты отдают предпочтение поддерживающему типу крепи с верхними связями секций - КМ-130, КМ-145.

Выполним оценку силовых, геометрических параметров крепи М-130, особенностей её кинематической схемы и определим целесообразность её применения для отработки пла-

стов с неустойчивыми вмещающими породами. При этом используем результаты исследования взаимодействия крепи М-130 (4М130) при отработке пласта 68 в условиях шахты "Талдинская-Западная" и пласта 30 в условиях шахты "Большевик".

Основными элементами крепи являются: гидростойки - передняя и задняя, верхняя крепь, ограждение, активный козырёк (рисунок 1). Передняя и задняя стойки связаны между собой поперечным гидродомкратом и домкратами передвижки. Секции между собой связаны по верхнякам при помощи шпунтовых соединений. Ограждения в секциях располагаются вертикально и соединены с задними гидростойками. Домкраты передвижки секций располагаются у верхняков и связаны поршневыми частями с одной секцией, а штоковыми - с соседней. В связи с применением связи секций с помощью шпунтов они разделяются на секции I типа и секции II типа. При передвижке крепи сначала передвигается секция I типа через одну, затем подтягиваются секции II типа.

Как видно, основной особенностью крепи является связь верхняков секций между собой при помощи шпунтовых соединений и отсутствие сплошных нижних оснований, а стойки крепи опираются на специальные опорные пяты, диаметром 900мм.

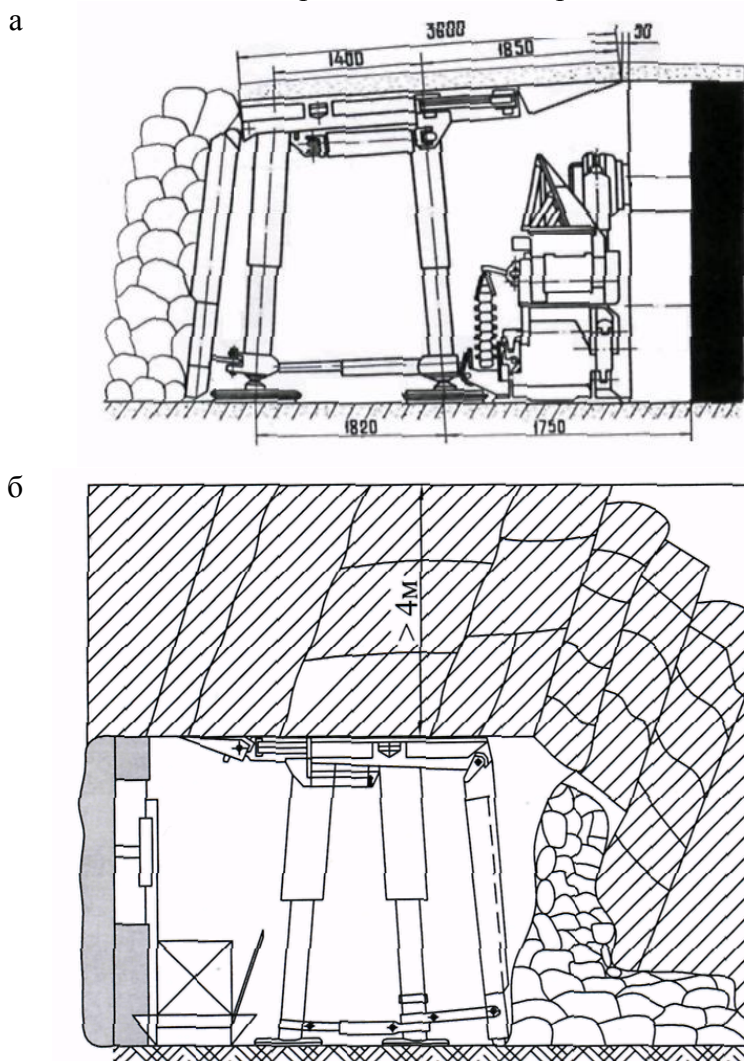


Рисунок 1 - Крепь комплекса КМ-130: а - общий вид секции крепи; б - схема взаимодействия крепи с породами кровли

Основные параметры крепи М-130 и 4М-130 приведены в таблицах 1, 2. Верхняя крепь оснащён шарнирной консолью, поддерживаемой гидропатроном. Секции крепи оснащаются щитом удержания забоя от отжима. Коэффициент затяжки кровли составляет 0,95. Шпунтовые связи верхняков секций крепи исключают просыпание угля и пород под секцию через межсекционные зазоры.

Таблица 1 - Основные силовые параметры крепи М-130 и 4М-130

| Крепё  | Мощность пласта, (м) | Угол падения, (град) | Начальный распор, (кН) |        | Сопротивление, (кН) |        | Удельное сопротивление                          |                            | Давление на почву, (МПа) |
|--------|----------------------|----------------------|------------------------|--------|---------------------|--------|-------------------------------------------------|----------------------------|--------------------------|
|        |                      |                      | Стойки                 | Секции | Стойки              | Секции | По поддерживающей площади, (кН/м <sup>2</sup> ) | На 1 м длины лагвы, (кН/м) |                          |
| М-130  | 2,3-3,2              | 0-35                 | 630                    | 1260   | 1570                | 3140   | 720                                             | 2616                       | 2,5                      |
| 4М-130 | 2,8-4,2              | 0-35                 | 630                    | 1260   | 1570                | 3140   | 720                                             | 2616                       | 2,5                      |

Таблица 2 - Геометрические параметры крепи М-130 и 4М-130

| Крепё  | Тип        | Шаг установки, (м) | Шаг передвижки, (м) | Расстояние между стойками, (мм) | Длина верхняка, (мм) | Длина козырька, (мм) | Раздвижность, (мм) | Высота крепи, (мм)                    | Коэффициент затяжки кровли |
|--------|------------|--------------------|---------------------|---------------------------------|----------------------|----------------------|--------------------|---------------------------------------|----------------------------|
| М-130  | поддержив. | 1,2                | 0,63                | 1830                            | 3370                 | 860                  | 1260               | минимум:<br>2225<br>максимум:<br>3530 | 0,95                       |
| 4М-130 | поддержив. | 1,2                | 0,63                | 1830                            | 3370                 | 860                  | 1260<br>1520       | минимум:<br>2240<br>максимум:<br>3760 | 0,95                       |

Порядок работ комплекса по выемке угля следующий. Комбайн вынимает уголь по односторонней схеме с уступом, оставляемым у почвы при движении комбайна от конвейерного штрека к вентиляционному.

По мере подвигания комбайна к вентиляционному штреку и обнажения кровли верхняки секций крепи I типа передвигаются к забою с отставанием от комбайна не более 2-2,5м. При этом передние стойки секций крепи I типа принимают наклон в сторону забоя. При обратном ходе комбайна вынимается нижний уступ, зачищается почва в лаве, передвигаются секции II типа (подтягиваются) и передвигается забойный конвейер, при этом передние стойки секций I типа устанавливаются в нормальное рабочее положение. После зарубки комбайна цикл работ повторяется.

При исследовании взаимодействия крепи с вмещающими породами в качестве оценочных показателей принимались следующие характеристики:

- место образования закола в кровле;
- периодичность обрушения кровли;
- наличие вывалов пород кровли;
- отжим угля от забоя.

Для оценки силового взаимодействия крепей с вмещающими породами измерялись реакции гидростоек в начале и в конце выемочного цикла, скорость приращения давления в гидростойках в течение выемочного цикла. Устойчивость секций оценивалась углами накло-

нов отдельных элементов крепи (гидростоек, верхняков ограждений). В качестве критерия оценки влияния вынимаемой мощности пласта на проявление горного давления использовались прирост нагрузки на стойки крепи, скорость прироста нагрузки на крепь за выемочный цикл.

Измерение нагрузок на крепь производилось с помощью самопишущих манометров М-81 и М-72, просадка стоек измерялась с помощью мерных линеек, смещение и расслоение пород с помощью наблюдательных станций, оборудованных глубинными реперами.

Исследования взаимодействия крепей поддерживающего типа с верхними связями КМ-130 с породами кровли проводились в основном в условиях шахты "Большевик" при отработке пласта 30 и частично в условиях шахты "Талдинская-Западная", пласт 68.

Пласт 30 в пределах поля шахты "Большевик", особенно в его наклонной части характеризуется сложными условиями залегания. Мощность пласта изменяется от 1,8м до 3,7м, угол падения от  $3^{\circ}$  до  $30^{\circ}$ . Уголь средней крепости с коэффициентом крепости около 1. Кровля пласта представлена сложной структуры: повсеместно распространена "ложная" кровля мощностью 0,4-0,5м, представленная аргиллитом с сопротивлением сжатию 10-20МПа. Непосредственная кровля представлена алевролитом мощностью 3,3-8,9м с сопротивлением сжатию до 30МПа, оцениваемой по устойчивости от неустойчивой до средней устойчивости.

Основная кровля сложена крепкими песчаниками с сопротивлением сжатию 60-70МПа и мощностью 20-26м, оценивается как труднообрушаемая.

Непосредственная почва сложена двумя типами пород, занимающих примерно одинаковые площади: переслаиванием алевролитов с аргиллитами мощностью 0,5-1м и аргиллитом мощностью 0,2-0,3м. Последняя представляет собой "ложную" почву. Ниже залегают слои крупнозернистого алевролита мощностью 0,4-7,4м, устойчивого, обладающим сопротивлением сжатию до 70МПа.

Пласт 30 отрабатывался комплексом 4кМ-130 с оставлением подкровельной пачки угля мощностью 0,3м.

При отработке пласта с оставлением в кровле защитной угольной пачки были попытки осуществлять скалывание угольной пачки и таким образом предотвращать её разрушение и вывалы впереди крепи в подкрепное пространство (по опыту шахты "Распадская") [1]. Производилась оценка влияния выемки угля комбайном на устойчивость угольной пачки и непосредственной кровли пласта - и возможность скалывания подкровельной пачки угля.

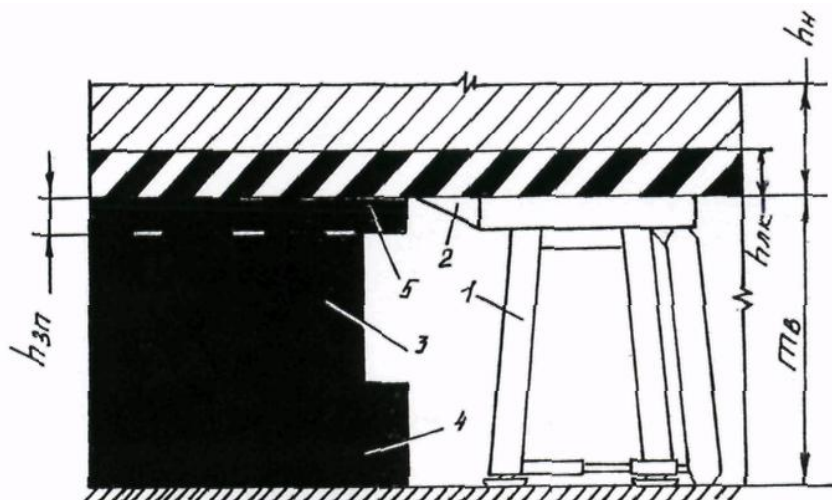
Установлено, что при выемке угля комбайном возникают колебательные процессы в почве и кровле пласта, а также в краевой части пласта [2]. Схема выемки угля и изменение смещения кровли пласта, записанные с помощью вибрографа, приведены на рисунке 2.

Исследования показали, что возникающие колебания формируются вблизи зоны работы шнеков выемочного комбайна и вместе с комбайном перемещаются вдоль лавы. Амплитуда колебаний и частота их определяются диаметром шнека, схемой набора резцов, числом винтовых заходов шнека, числом оборотов шнека. Амплитуда и частота колебаний изменяются в широких пределах, амплитуда от 0,01см до 0,5см, частота от 2 до 100Гц. При наличии "ложной" кровли и угольной пачки в кровле мощностью 0,3м колебательные процессы способствуют их разрушению и вывалу в призабойное пространство, нарушая нормальное взаимодействие крепи с породами кровли. Было установлено, что вывалы защитной угольной пачки происходят с отставанием от шнека на 3-4м. При передвижке секций I типа сразу за комбайном обрушение подкровельной пачки не происходило. Устойчивость защитной угольной пачки существенным образом зависит от её мощности. Экспериментально установлено, что влияние процессов вибраций, возникающих при работе шнеков выемочного комбайна на устойчивость подкровельной пачки угля имеет место и при работе других типов механизированных комплексов. Это необходимо учитывать при выборе технологических параметров отработки пластов с неустойчивой кровлей с оставлением защитной угольной пачки. Отработка пласта 30 со скалыванием защитной подкровельной пачки угля показала, что при мощности подкровельной пачки 0,3м нецелесообразно осуществлять скалывание

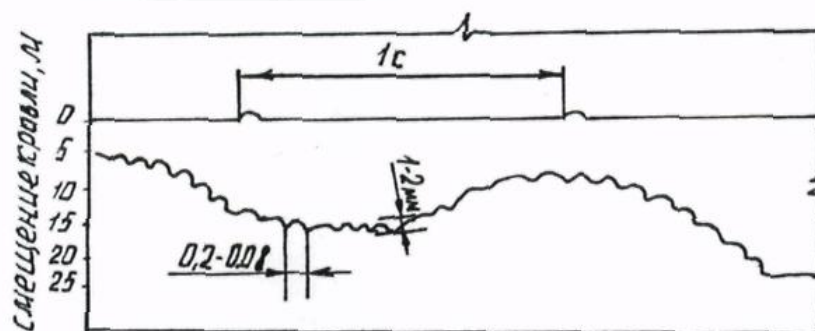


угольной пачки, а передвижку секций крепи необходимо осуществлять с отставанием от шнеков комбайна не более 3м.

а



б



1 - секция крепи 4М-І30; 2 - скальвающий козырек; 3 - верхний уступ забоя; 4 – нижний уступ забоя; 5 - защитная угольная пачка.  $m_в$  - мощность пласта;  $h_n$  – мощность непосредственной кровли;  $h_{л.к}$  - мощность "ложной" кровли;  $h_{з.п}$  - мощность защитной угольной пачки

Рисунок 2 - Схема отработки пологих пластов с неустойчивой кровлей с оставлением и последующим скалыванием защитной угольной пачки: а - схема раскройки пласта для выемки; б - колебание кровли, вызванное процессами выемки угля и передвижки секций

Исследования взаимодействия крепи с породами кровли показали следующее. Начальный распор стойкам крепи задавался в широких пределах от 50кН до 600кН. По передним стойкам распор средний составил 450кН, по задним стойкам - 300кН. Реакция стоек изменялась от 50кН до 1250кН, передние стойки всегда нагружались больше задних. Раздвижность стоек составила около 1000мм, а просадка за цикл изменялась от 10мм до 50мм, скорость просадки - от 5мм/ч до 35мм/ч, (рисунок 3).

Гидростойки крепи в течение рабочего цикла работали в основном в 3-х характерных режимах нагружения: в режиме заданного начального распора, в режиме нарастающего сопротивления и в режиме постоянного сопротивления (рисунок 4).

В режиме заданного распора стойки работали до осадок пород кровли. При этом оставляемая угольная пачка в кровле мощностью 0,3м вследствие длинного верхняка крепи и её частых "топтаний" при передвижке разрушалась, когда начальный распор задавался в пределах 300-400кН. Уголь высыпался под крепь, контактирование крепи с породами кровли нарушалось. А в период передвижки крепи стойки секций І типа принимали наклонное положение, устойчивость секции значительно снижалась. При обрушении пород имели место разрывы шпунтовых соединений, падение крепи на почву.

Режим нарастающего сопротивления наблюдался при смещении пород кровли и нагружении секций.



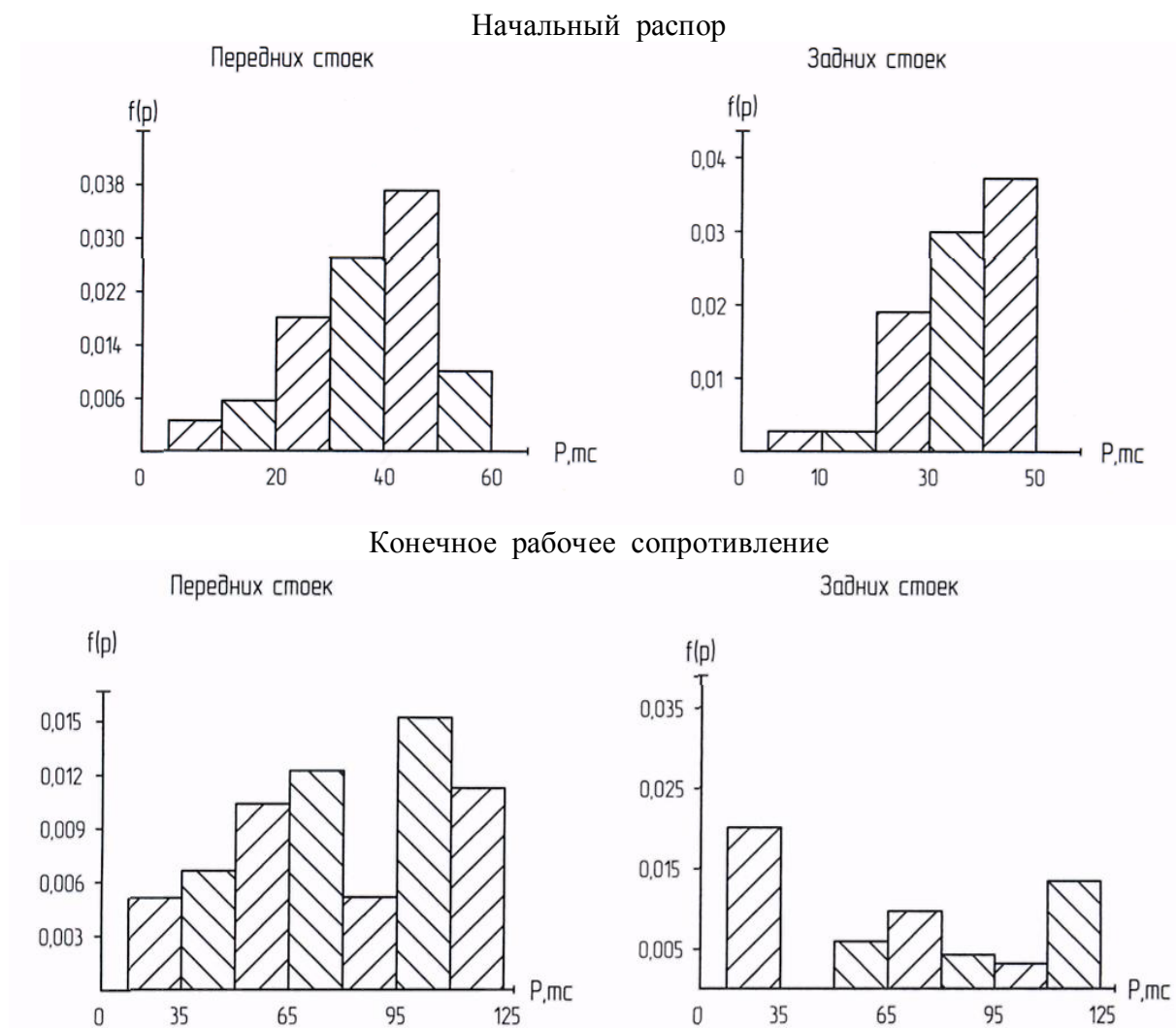


Рисунок 3 - Гистограммы распределения усилия начального распора и реакции гидростоек крепи 4М-130, полученные при отработке пласта 30 в условиях шахты "Большевик"

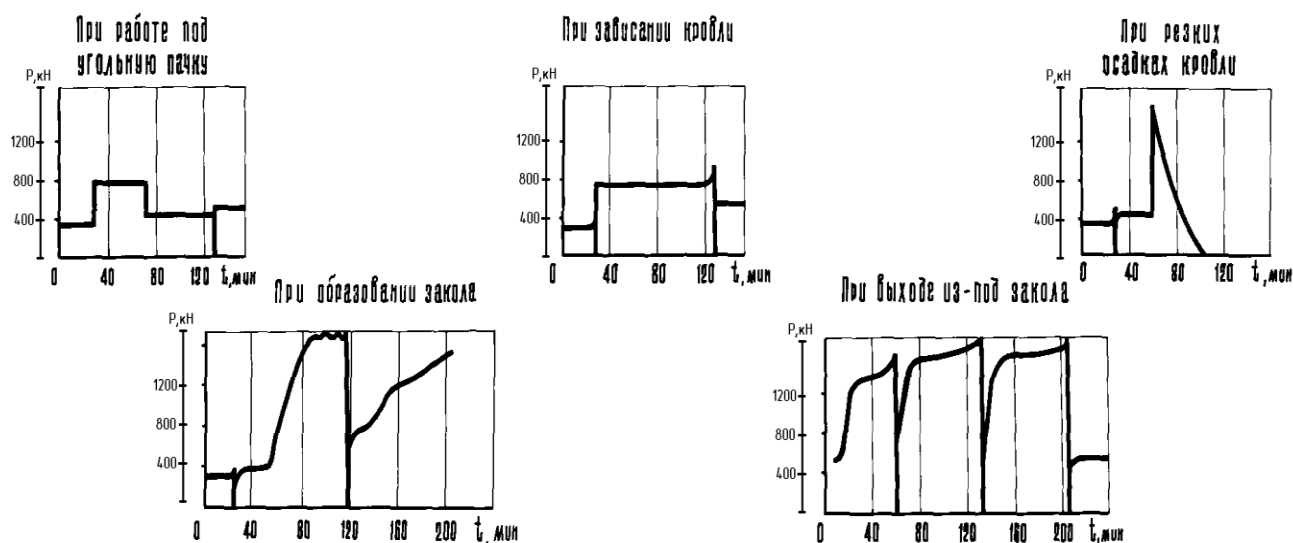


Рисунок 4 - Диаграммы нагружения гидростоек крепи 4М-130 при отработке пласта 30 в условиях шахты "Большевик"

Распределение реакции крепи по длине верхняка при этом было неравномерным. По передней части верхняков реакция крепи больше, чем по задней части. Поэтому просадки задних стоек больше и верхняки секций I и II типа принимают наклонное положение. В этом случае также нарушается устойчивость секций, их передвижка.

В режим работы с постоянным сопротивлением стойки крепи переходят при осадках основной кровли, особенно когда защитная угольная пачка разрушена и уголь высыпается под крепь. Нагрузки на крепь в этом случае часто проявляются в виде резких осадок с созданием забросов давления в поршневых полостях гидростоек. При повышенных углах падения ( $12^{\circ}$ - $15^{\circ}$ ) динамические нагрузки приводят к разрыву связей между стойками и шпунтовых соединений, секции крепи падают по падению пласта.

При исследовании взаимодействия крепи М-130 было установлено, что перегибы пласта у почвы или кровли, неровности и уступы в кровле вызывают разную раздвижность стоек соседних секций, в результате этого шпунтовые связи испытывают большие растягивающие и изгибающие усилия. При проходке комбайна по выемке угля и передвижке крепи растягивающие усилия достигают 800кН и 900кН, а изгибающие соответственно 275кН и 250кН. Усилия в шпунтовых соединениях часто превышают расчётные.

На основании выполненных исследований сделаны следующие выводы:

1. При отработке пластов пологого падения с неустойчивой кровлей и оставлением в кровле защитной угольной пачки крепь поддерживающего типа с верхними шпунтовыми связями не обеспечивает эффективную и безопасную отработку пластов.

2. При усилиях распора более 300-400кН вследствие длинного верхняка крепи происходит многократное "топтанье" угля подкровельной пачки, его разрушение и высыпание под крепь. Крепь теряет контактирование с породами кровли, гидростойки сбрасывают заданный распор, нарушается нормальное взаимодействие крепи с породами кровли, теряется продольная и поперечная устойчивость секций.

3. Разрушению угля подкровельной пачки дополнительно способствуют возникающие при выемке угля комбайном вибрационные колебания, амплитуда и частота которых достигают соответственно 0,01-0,5см и 2-100Гц. Зона максимального действия вибраций составляет 3-4м позади шнека комбайна.

4. При потере распора в кровлю секции крепи при возникающих заколах в кровле и осадках основной кровли подвержены повышенным деформациям с разрывом связей между стойками, между стойками и ограждениями, шпунтовых соединений.

5. При работе под угольную защитную пачку силовые параметры крепи используются неэффективно, начальный распор - на 50-55%, рабочее сопротивление - на 60-65%. В результате этого аварийные ситуации в лаве возникают даже при обрушении непосредственной кровли.

6. Установлено, что при незначительных неровностях в кровле, когда стойки соседних секций приобретают разную раздвижность возникают сложности в передвижке крепи, а в элементах шпунтовых связей возникают значительно высокие растягивающие и изгибающие усилия, приводящие к поломкам шпунтовых связей.

7. Результаты проведённых исследований показывают, что крепи поддерживающего типа с верхними шпунтовыми связями не целесообразно применять для отработки пологих угольных пластов с неустойчивой кровлей.

#### Список литературы

1. Брагин В.Е. Применение средств комплексной механизации для отработки пологих и наклонных угольных пластов в Кузбассе./ В.Е. Брагин, С.И. Калинин // Кемеровское книжное издательство, - Кемерово, 1985. - 172с.
2. Колмогоров В.М. Разработка и внедрение полимерных композиций и технологий, повышающих эффективность и безопасность отработки угольных пластов с неустойчивыми вмещающими породами на шахтах Кузбасса / В.М. Колмогоров, М.И. Рыженков, В.И. Климов, С.И. Калинин // Под редакцией академика АГН П.В. Егорова. - Кемерово. 1999. - 163с.

## **СНИЖЕНИЕ ЭНЕРГОЗАТРАТ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ ОПЕРАТИВНО-ДИСПЕТЧЕРСКОГО УПРАВЛЕНИЯ**

***Бух В.В.***

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия***

В связи со сложившейся ситуацией в энергетической отрасли России, отчасти из-за аварии на Саяно-Шушенской ГЭС, отчасти из-за текущего увеличения тарифов, для всех промышленных предприятий Сибирского федерального округа, в том числе и для угольных шахт особенно актуальной стала проблема снижения энергозатрат по всем направлениям хозяйственной деятельности. Использование энергосберегающих технологий пропагандируется президентом и правительством, как в быту, так и в промышленности.

Поэтому на угольных предприятиях области большой интерес проявляется к системам автоматического контроля, учета и управления электроснабжением технологических процессов и установок. Сущность применения таких систем состоит в следующем – накопление и обобщение информации об энергетических параметрах работы технологических объектов (токе, напряжении на зажимах электродвигателей, потребляемой ими мощности в зависимости от нагрузки), с целью последующего отключения отдельных потребителей в часы максимума активной нагрузки или в часы применения энергоснабжающей организацией наибольших тарифных коэффициентов (в случае применения дифференцированного тарифа) [1].

Сложность разработки алгоритмов работы таких систем заключается в том, что не все установки шахты можно отключать, исходя из «Правил безопасности в угольных шахтах», «Правил технической эксплуатации электроустановок» и взаимодействия установок в рамках технологического процесса. Поэтому для адекватности принимаемых решений на верхнем уровне таких АСОДУ должен находиться специальный энергетический диспетчер, на которого возлагаются функции контроля и телеуправления коммутационной электроаппаратурой.

Нижний уровень системы формируют различные датчики состояния электрооборудования (измеряющие ток и напряжение, потребляемые двигателем, счетчики активной и реактивной энергии с цифровым выходом) и средства контроля технологического объекта управления (датчик скорости ленты, датчик уровня воды в водосборнике, давления, расхода и т.д.), оборудование для непосредственного управления технологическим процессом – исполнительные механизмы и пусковая аппаратура.

На среднем уровне располагаются программируемые логические контроллеры, которые выполняют функции локальной автоматики и концентраторов сигналов.

На верхнем уровне как уже отмечалось, находятся IBM-PC совместимые компьютеры, которые являются АРМ энергетического диспетчера и других удаленных пользователей, а также серверами для хранения данных.

В настоящее время на шахтах Кузбасса таких систем нет, в лучшем случае телесигнализация о состоянии ячейки КРУ (включено/отключено) и телеуправление ею осуществляется при помощи пультов системы «Ветер», а функции оперативного контроля возложены на горного диспетчера. Однако такая схема не дает информации о причинах отключения ячейки и режиме работы, предшествующей этому отключению.

Таким образом, работы по оптимизации системы электроснабжения угледобывающих предприятий должны вестись в нескольких направлениях:

- создание автоматизированных систем управления электроснабжения шахты, функционирующих под контролем энергетического диспетчера;
- разработка алгоритмов включения/отключения потребителей-регуляторов в часы пиковых нагрузок и максимальных тарифных ставок, не противоречащих Правилам безопас-

ности в угольных шахтах, Правилам технической эксплуатации электроустановок и учитывающих ход технологического процесса;

– снижение энергозатрат на существующих электроприводах или их модернизация с обязательным применением современных автоматических систем управления отдельными технологическими процессами (конвейерным транспортом, водоотливом, проветриванием и т.д.)

Согласно исследованиям, структура потребления электроэнергии технологическими процессами и установками шахты приведена в таблице 1.

Таблица 1 – Потребление электроэнергии технологическими процессами и установками шахты [4]

| Наименование технологического процесса | Доля потребления электроэнергии в общешахтном объеме, % |
|----------------------------------------|---------------------------------------------------------|
| Очистные и подготовительные работы     | 8 – 16                                                  |
| Подземный конвейерный транспорт        | 10 – 15                                                 |
| Подъемные установки                    | 8 – 20                                                  |
| Компрессорные установки                | 3 – 6                                                   |
| Проветривание                          | 20 – 30                                                 |
| Водоотлив                              | 7 – 25                                                  |

Из таблицы 1 видно, что наиболее энергоемкими процессами являются подземный конвейерный транспорт, проветривание, водоотлив. Следовательно, в качестве потребителей-регуляторов целесообразно принимать главные водоотливные и вентиляторные установки, а также магистральные ленточные конвейеры.

Рассмотрим возможные способы снижения энергозатрат по каждой из названных электроустановок.

Конвейерный транспорт. Конвейерный транспорт предназначен для транспортировки отбитой горной массы из забоя на поверхность, поэтому регулирование энергопотребления его приводов возможно лишь с учетом забойного грузопотока. Критерием оптимизации здесь могут служить минимальные удельные энергозатраты на тонну транспортируемого угля, которые могут быть достигнуты за счет сокращения общего времени холостых пробегов ленты. Достичь оптимальной загрузки конвейерной линии возможно регулированием скорости ленты, по соображениям экономии электроэнергии, соотношением параметров — «уровень загрузки ленты — величина скорости ленты», не ограничивая при этом производительность забоя. При наличии промежуточных бункеров на линии можно регулировать интенсивность разгрузки бункеров.

Препятствием к применению этого способа является отсутствие на шахтах приводов лент с частотными или иными способами регулировки скорости, а применение лишь асинхронных двигателей с короткозамкнутым ротором.

Сокращение общего времени холостых пробегов ленты конвейера может быть достигнуто остановом конвейеров в момент прекращения поступления угольной массы на конвейер и запуском — при ее поступлении.

Существующие в настоящее время системы автоматики конвейерных установок позволяют координировать работу конвейерного транспорта с поверхности при помощи компьютерной техники, при этом реализуя все защитные функции автономно — с помощью подземных контролеров. Также существует возможность подключения различных датчиков — от датчиков схода ленты до промышленных весов для определения загрузки ленты [2].

Главные вентиляторные установки. Согласно Правилам безопасности в угольных шахтах главные вентиляторные установки не могут быть выключены, допускается только их регулирование. В основном на шахтах применяются два типа вентиляторов: осевые и центробежные. В зависимости от этого для регулирования скорости и расхода воздуха приме-

няют регулирование поворота лопаток направляющего аппарата, либо лопаток рабочего колеса.

Наиболее предпочтительным способом регулирования по критерию энергоэкономичности является регулирование частоты вращения вентилятора регулированием частоты вращения приводного двигателя, однако это требует значительных капитальных затрат.

Что касается технических средств автоматизации, то наиболее современной аппаратурой автоматизации главных вентиляторных установок является комплектное устройство автоматического управления шахтными вентиляторными установками типа УК АВ.М, которое допускает совместную работу с системой асинхронно-вентильного каскада для регулирования частота вращения вентилятора [5].

Критерием регулирования является минимальное отклонение количества воздуха подаваемого в шахту от заданных значений (необходимых для нормальной жизнедеятельности людей и разбавления метана до безопасных концентраций) при минимальных затратах энергии.

Главные водоотливные установки. Главные водоотливные установки можно отключить без ущерба производству при наличии свободной емкости водосборника достаточного объема. Необходимо организовать работу насосной установки таким образом, чтобы откачка воды из водосборника осуществлялась во временных зонах с наименьшей стоимостью электроэнергии и не осуществлялась в период максимальной стоимости электроэнергии или в период максимальной нагрузки на энергосистему. Такой режим работы можно организовать принудительным включением дополнительных насосов для откачки воды из водосборника и его освобождения до определенного свободного объема, а затем выключением насосов на заданный период времени. При этом необходимо следовать Правилам безопасности в части откачки максимального суточного притока воды за 20 часов. Таким образом, необходима система автоматического управления водоотливными установками, которая бы непрерывно контролировала уровень воды в водосборнике, исправность насосов и запускала насосы в соответствии с заданным алгоритмом, оптимизированным по критерию минимума энергозатрат.

Таким образом, АСОДУ, которая отвечает задачам телеизмерения, контроля и управления энергозатратами в шахте, должна включать подсистемы автоматики водоотливных, конвейерных, вентиляционных и других установок и подсистему автоматики распределительных устройств (КРУВ-6М), соединенных в единое информационное пространство между собой и поверхностным комплексом.

Техническим решением такой системы является система передачи информации СПИН, сертифицированная ООО «ИНГОРТЕХ» в марте 2010 года. Данная система реализует два уровня связи: высокоскоростной (магистральный уровень) – для связи подземных узлов связи между собой и с наземными узлами связи и низкоскоростной (шахтная полевая шина) – для подключения к системе программируемых логических контроллеров и отдельных элементов (датчиков, считывателей, сигнализирующих устройств), поддерживающих протокол RS-485 Modbus RTU. Также ООО «ИНГОРТЕХ» предлагает готовые решения для автоматизации конвейерных и водоотливных установок, отвечающие всем требованиям нормативной документации и пожеланиям заказчиков. Это система автоматизации конвейерных линий ELSAP-05, обеспечивающая различные виды управления, блокировок и защит, запуск конвейерных линий, их частей, а также дозапуск без остановки работающих конвейеров по командам диспетчера с пульта управления в последовательности, исключающей завал мест перегрузок, соблюдение технологических последовательностей при запуске и останове элементов поточно-транспортной системы (ПТС), возможность дистанционного выбора нужного маршрута грузопотока, а также независимого пуска любого из маршрутов и др. Автоматизированная система контроля и управления водоотливными установками обеспечивает контроль и управление расходными и гидравлическими режимами систем водоотлива, контроль и управление рациональным и эффективным использованием энергоресурсов, контроль и управление параметрами работы насосных станций с сигнализацией отклонений от заданных

величин, оперативное оповещение дежурного персонала средствами звуковой и световой сигнализации о выходе контролируемых параметров за установленные значения.

Функциональная структура АСОДУ, построенной на системе передачи информации СПИН представлена на рисунке 1. В качестве программируемых логических контролеров могут выступать:

- контроллер универсальный шахтный КУШ из состава многофункциональной системы Микон III;
- подземное вычислительное устройство ПВУ из состава системы АГК и АГЗ Микон-1Р;
- контролер UML-05 из состава системы автоматизации конвейерных линий ELSAP-05;
- контролер MIC-1000 из состава системы автоматизации водоотливных установок;
- прочие ПЛК, поддерживающие стандарт RS-485 Modbus RTU.

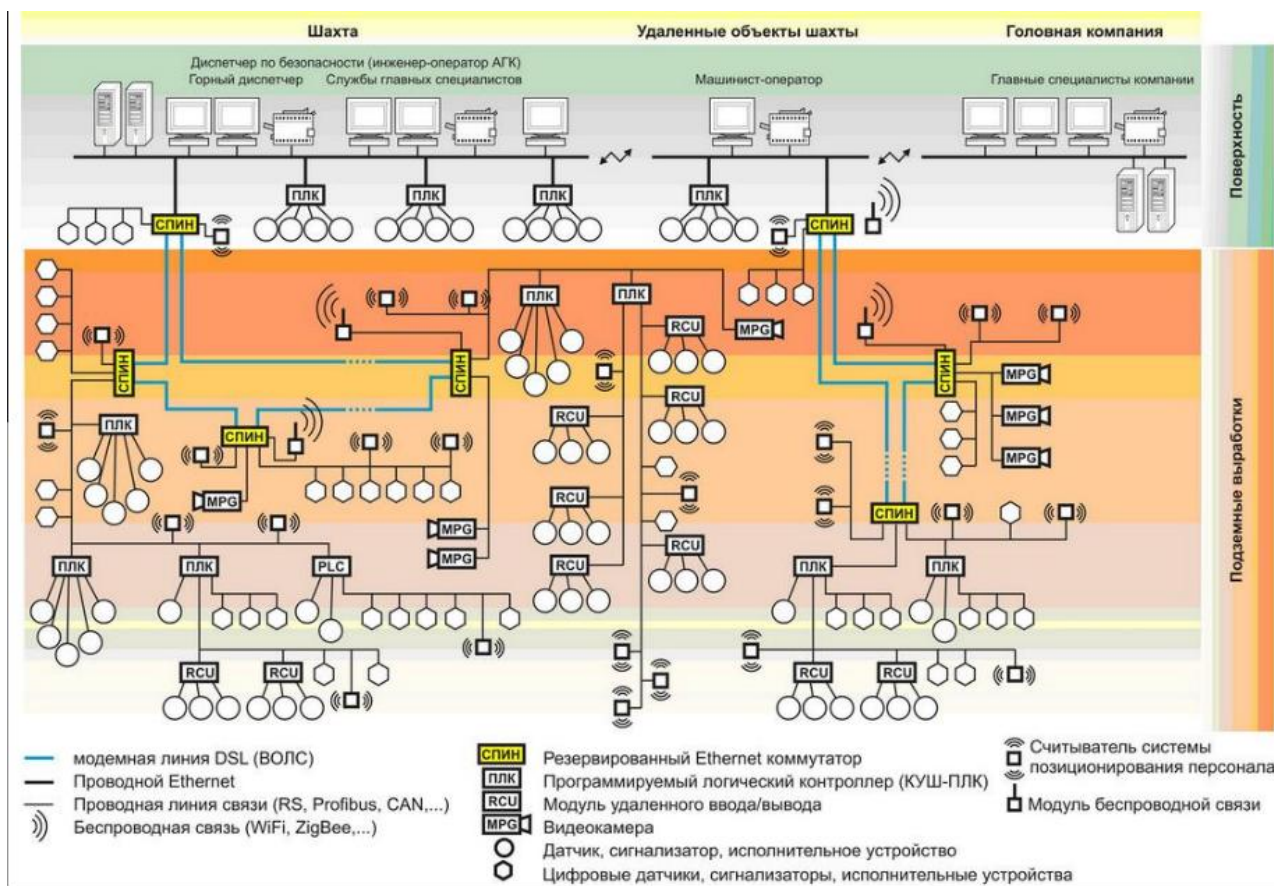


Рисунок 1 – Функциональная структура АСОДУ шахты, построенной на основе системы СПИН

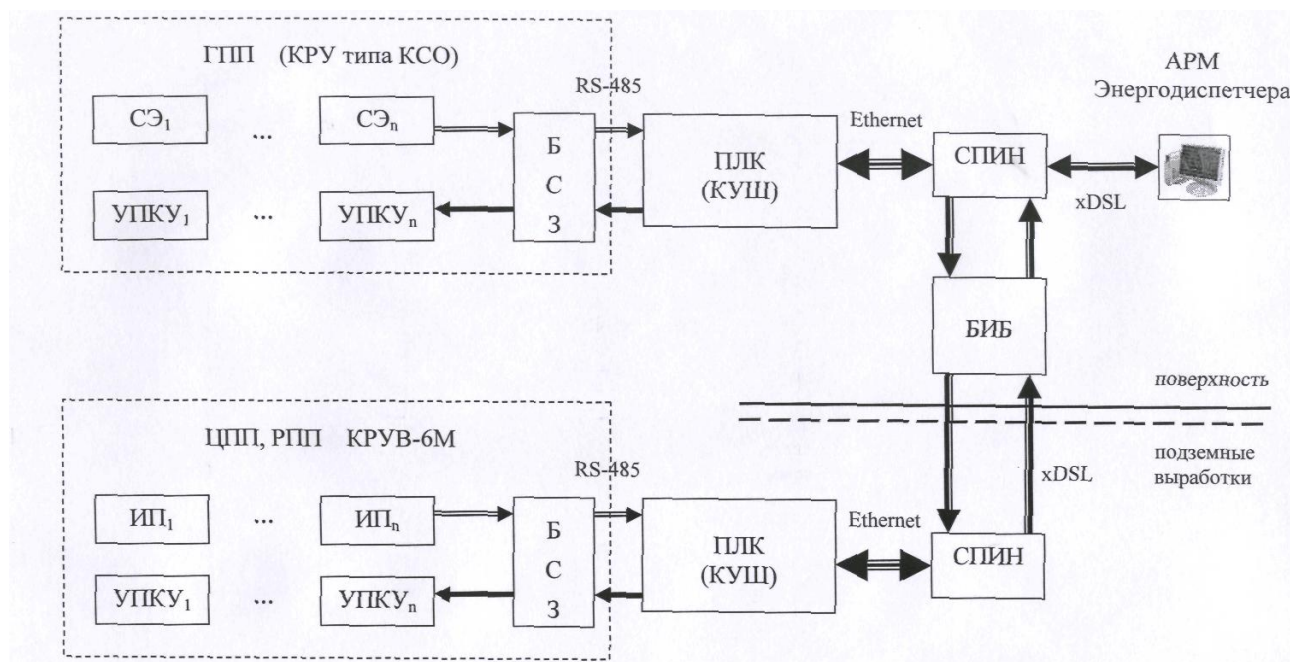
Подсистема автоматизированного контроля и управления электроснабжением может быть построена на базе программируемого логического контроля КУШ из состава системы многофункциональной шахтной Микон III. Измерительные преобразователи входят в состав высоковольтного распределительного устройства КРУВ-6М. Тогда функционально эта подсистема может быть представлена на рисунке 2.

На данной схеме программируемый логический контролер осуществляет прием информации от датчиков и управляет передачей этой информации в информационную сеть, а также вырабатывает управляющие воздействия (команды).

Барьер искробезопасности БИБ осуществляет гальваническую развязку линий связи между наземными и подземными узлами СПИН для обеспечения искробезопасности.



Блок БСЗ осуществляет преобразование сигнала с датчиков в постоянное напряжение, гальваническую развязку линий связи для обеспечения искробезопасности, а также защиту ПЛК от возможных перенапряжений при аварийных ситуациях.



СЭ – счетчик расхода электроэнергии поверхностными потребителями (с выходом RS-485 Modbus RTU); УПКУ – устройство передачи команд управления; БСЗ – блок согласования и защиты; ИП – измерительный преобразователь расхода электроэнергии подземными потребителями; ПЛК – программируемый логический контроллер; СПИН – подземный и поверхностный узел связи; БИБ – барьер искробезопасности

Рисунок 2 – Функциональная схема подсистемы автоматизированного контроля и управления электроснабжением

Предлагаемая подсистема выполняет следующие функции по контролю и управлению:

- контроль и учет расхода активной и реактивной энергии по производственным участкам и технологическим процессам;
- контроль состояния коммутационного устройства;
- выявление наиболее загруженных электропотребителей;
- определение фактических максимумов активной и реактивной мощности для основных элементов и узлов нагрузки энергосистемы на различных ступенях распределения и потребления электроэнергии;
- включение-выключение коммутационных устройств;
- формирование команд в систему автоматизации технологической установки на необходимость регулирования режима работы электропотребителя;
- формирование «советов» энергетическому диспетчеру по управлению электро-снабжением шахты.

Принцип действия предлагаемой системы заключается в следующем: полученная от датчиков в шахте и на поверхности информация сохраняется в базе данных, затем анализируется и представляется компьютером в виде графиков и таблиц. При отклонении величины потребляемой энергии и мощности от заданных значений формируются команды по изменению режима работы данной установки. Команды могут быть отправлены как с обязательным подтверждением энергетического диспетчера, так и без него полностью в автоматическом режиме.

Таким образом, предлагаемая система позволяет решить задачи оптимизации режимов энергопотребления угольных шахт путем отключения отдельных электропотребителей исходя из накопленной средствами телеизмерения информации.

#### Список литературы

- 1 Пивняк Г.Г. Методы и средства энергоконтроля подземной угледобычи [Текст]/ Г.Г. Пивняк // Электрика – 2006. – №6. – С. 3–7.
- 2 Щуцкий В.И. Надежность и безопасность электроснабжения подземных горных работ [Текст]/ В.И. Щуцкий, М.И.Макаров, Э.Р.Осипов. – М.:Недра, 1994г.
- 3 Проблема электроснабжения и электросбережения на горнорудных и металлургических предприятиях Кузбасса [Текст]/Под ред. Пугачева Е.В. – Новокузнецк, 2000г. – 186с.
- 4 Пивняк Г.Г. Системы эффективного энергообеспечения угольных шахт [Текст]/ Г.Г. Пивняк, Ф.П. Шкрабец, В.Т.Замка, Ю.Т. Разумный Дн.: НГУ, 2004 – 206с.
- 5 Князевский Б.А. Электроснабжение промышленных предприятий [Текст]/ Б.А. Князевский, Б.Ю.Липкин – М.:Высшая школа, 1979г. – 432с.

УДК 621.3

### **ПУТИ ОПТИМИЗАЦИИ ЭЛЕКТРОПОТРЕБЛЕНИЯ КОНВЕЙЕРНЫМ ТРАНСПОРТОМ УГОЛЬНЫХ ШАХТ**

*Алюханов К.А.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Авария на Саяно-Шушенской ГЭС и повсеместное увеличение тарифов на электроэнергию вызвали необходимость оптимизации систем электроснабжения и энергопотребления. В угольных шахтах и рудниках для доставки полезного ископаемого из забоя, а также для транспортирования его по квершлагам, участковым и капитальным уклонам и бремсбергам, наклонным стволам и штольням в настоящее время широко применяются ленточные конвейеры. Современные подземные конвейерные линии характеризуются значительной протяженностью и использованием мощных много двигательных конвейеров для перевозки грузов и людей представляют собой сложные объекты автоматизации как с позиции управления, так и обеспечения безопасности эксплуатации. Режимы работы конвейера характеризуются продолжительной работой, неравномерностью нагрузки, наличием «тяжелого» пуска.

В связи с этим с целью снижения электропотребления возникает задача оптимизация энергопотребления конвейерными установками при сохранении и наращивании темпов добычи и транспортировки полезных ископаемых при увеличении протяженности горных выработок [1]. Для решения этой актуальной задачи требуется автоматическое регулирование производительности конвейеров с целью стабилизации грузопотока и оптимизации режимов их эксплуатации для снижения энергопотребления конвейерными установками.

Целью исследования является разработка алгоритма управления обеспечивающего повышение эффективности работы разветвленной конвейерной линии. На основе теоретического обоснования возможности регулирования скорости конвейерной ленты.

Создаваемая система автоматического управления должна выполнять следующие функции, сверх тех, что регламентированы нормативными документами:

- централизованное автоматизированное управление и контроль работы разветвленными и неразветвленными конвейерными линиями;
- телеуправление и контроль состояния сопутствующим вспомогательным оборудованием;
- обеспечение равномерной и полной загрузки транспортных средств (сглаживание колебаний грузопотока угля, вызванных перебоями в работе выемочных машин), рациональ-

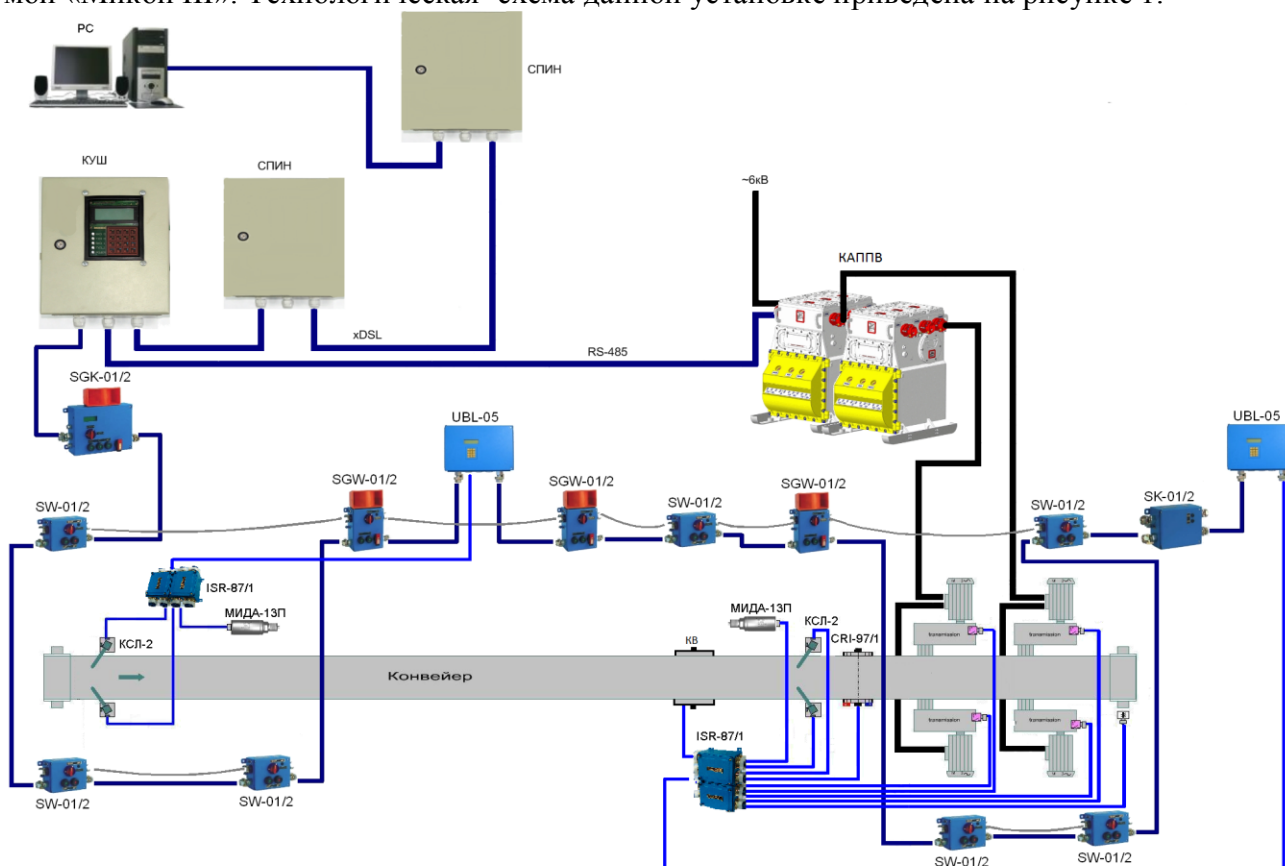


ным применением уравнильных (аккумулирующих) бункеров, путем автоматического формирования и последующей реализации рекомендаций по управлению технологическими процессами транспортировки на основе автоматически получаемой информации;

- автоматическую регистрацию и сохранение информации о работе конвейеров и сопутствующего оборудования, командах управления и настройках, защитных отключениях и блокировках;

- автоматическое регулирование режима работы конвейерной линии.

Для автоматизации конвейерных линий предлагается использовать искробезопасную систему громкоговорящей связи, сигнализации и блокировки UGS-01/2-ZGH2 (Польша, Electrometal), установленную вдоль всех конвейерных лент и сопряженные с центральным контроллером. В качестве центрального контроллера использовать контроллер универсальный шахтный КУШ (Россия, ООО «ИНГОРТЕХ») из состава системы «Микон 3» в комплекте с системой передачи данных «СПИН» (Россия, ООО «ИНГОРТЕХ»). Для регулирования скорости конвейерной ленты использовать коммутационные аппараты плавного пуска взрывозащищенные типа КАППВ-УХЛ5-ВВ, комплектные распределительные устройства взрывозащищенные типа КРУВ-6М-УХЛ5-ВВ (Россия, ОАО «Энергия Холдинг») с функцией учета электроэнергии и оборудованных устройствами передачи данных, интегрируемых с системой «Микон 3». Технологическая схема данной установки приведена на рисунке 1.



CRI-97/1 – датчики КИПиА для измерения и контроля скорости ленты; КСЛ-2 – датчики схода ленты; МИДА-13П – датчики избыточного давления; TX2010, TX2020 – датчики температуры; КВ – конвейерные весы; устройства из системы искробезопасной громкоговорящей связи; сигнализации и блокировки UGS-01/2-ZGH2; которые должны располагаться вдоль конвейерных линий (UGS-01/2, UGO-86/1); микропроцессорное устройство блокировки и сбора данных UBL-05; электромонтажное оборудование: разветвительные коробки; соединительные коробки (ISR-87/1) и др.; КАППВ – коммутационный аппарат плавного пуска; КУШ – контроллер универсальный шахтный из состава системы «Микон 3»; СПИН – система передачи данных

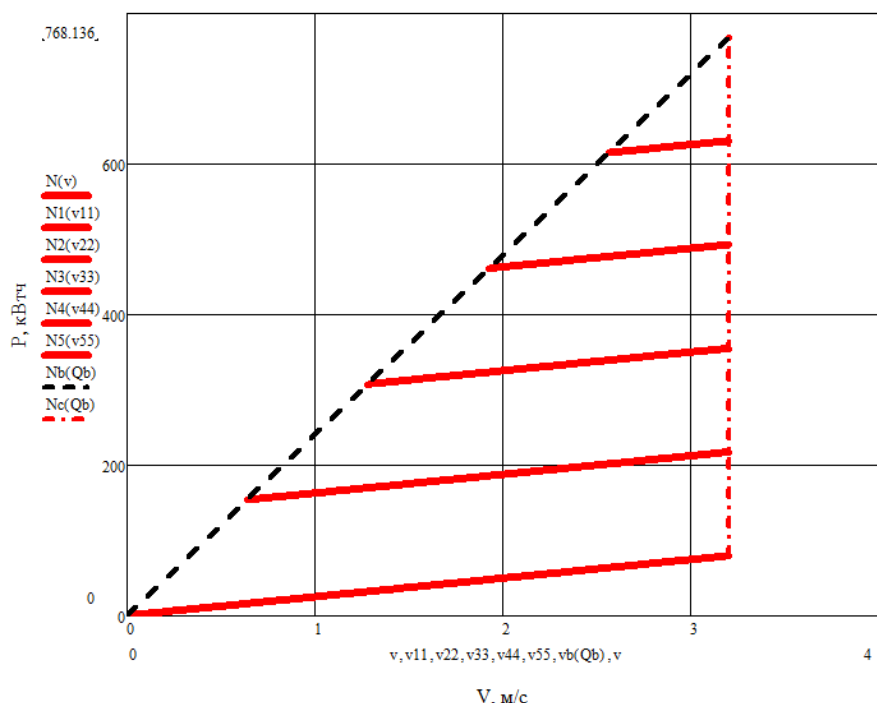
Рисунок 1 – Технологическая схема управления конвейерной лентой

Данная система обеспечит передачу данных и разговоров из шахты на поверхность, визуализацию процесса отработки пластов; громкой разговорной связи; сигнализацию и передачу предупредительного тона при разгоне машин в забое или в штреках. Данную систему можно использовать во всех шахтных пространствах опасных по взрывам метана и угольной пыли.

Система автоматики представляет собой микропроцессорную систему управления, предназначенную для управления забойным оборудованием и конвейерными линиями в шахтах или на поверхности. Вся система имеет в искробезопасное исполнение и выполняет технические требования к оборудованию, предназначенному для использования в опасной среде. Изделие можно использовать в угольных шахтах опасных по газу (метану) и угольной пыли, в соответствии с Техническим описанием и инструкцией по эксплуатации и Правилами безопасности в угольных шахтах РД 05-94-95.

Для практической реализации указанных предложений составлена математическая модель конвейерной линии с применением прикладного пакета Mathcad. Все расчеты выполнены применительно к конвейерной линии шахты «Большевик».

Зависимость мощности, потребляемой электроприводом конвейера при регулировании скорости представлена на рисунке 2.



$Nb(Qb)$  – зависимость мощности, потребляемой электроприводом, и скорости ленты при постоянной величине грузопотока;  $Nc(Qb)$  - зависимость мощности, потребляемой электроприводом, при постоянной скорости ленты;  
 $N1(v11)$ ,  $N2(v22)$ ,  $N3(v33)$ ,  $N4(v44)$ ,  $N5(v55)$  - зависимости мощности, потребляемой электроприводом, и скорости ленты при различной степени загрузки

Рисунок 2 – Зависимость мощности, потребляемой электроприводом при различных нагрузках и скоростях конвейерных лент

Из графиков видно, что регулирование скорости ленты с помощью данной системы управления ведет к экономии электроэнергии в зависимости от загруженности ленты. При 100% грузопотоке экономии электроэнергии нет. А при 20% грузопотоке наблюдается экономия электроэнергии на 29,2% относительно энергопотребления без регулирования скорости ленты при той же производительности конвейера. Аналогично при 40% грузопотоке от номинального - экономия электроэнергии составляет 13,4%, при 60% - 6,4%, а при 80% - 2,5%.

## ЭЛЕКТРОФИЗИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ РЫХЛЫХ ОТЛОЖЕНИЙ НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ

*Простов С. М., Смирнов Н. А.*

*ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет»*

*г. Кемерово, Россия*

Система геомониторинга, реализованная на угольных разрезах ОАО "УК "Кузбассразрезуголь", объединяет наиболее эффективные методы производственного геоконтроля следующих уровней: глобальный аэрофотографический мониторинг для выявления опасных зон; региональный геолого-маркшейдерский мониторинг на выявленных опасных участках для обоснования необходимости прогноза устойчивости; локальный геофизический мониторинг геологических аномалий на межскважинных интервалах; прогноз геомеханического состояния и устойчивости техногенных массивов на основе результатов мониторинга (рисунок 1).

Основной задачей локального геофизического мониторинга является выявление аномалий геологического строения и физического состояния исследуемого массива горных пород на интервалах между геологическими скважинами. В частности, бесскважинный электрофизический метод показал высокую информативность при доразведке геологических аномалий в массивах песчано-глинистых рыхлых четвертичных отложений, поскольку электропроводящие свойства данных пород во влагонасыщенных и осушенных зонах весьма контрастны по отношению к малопористым коренным породам.

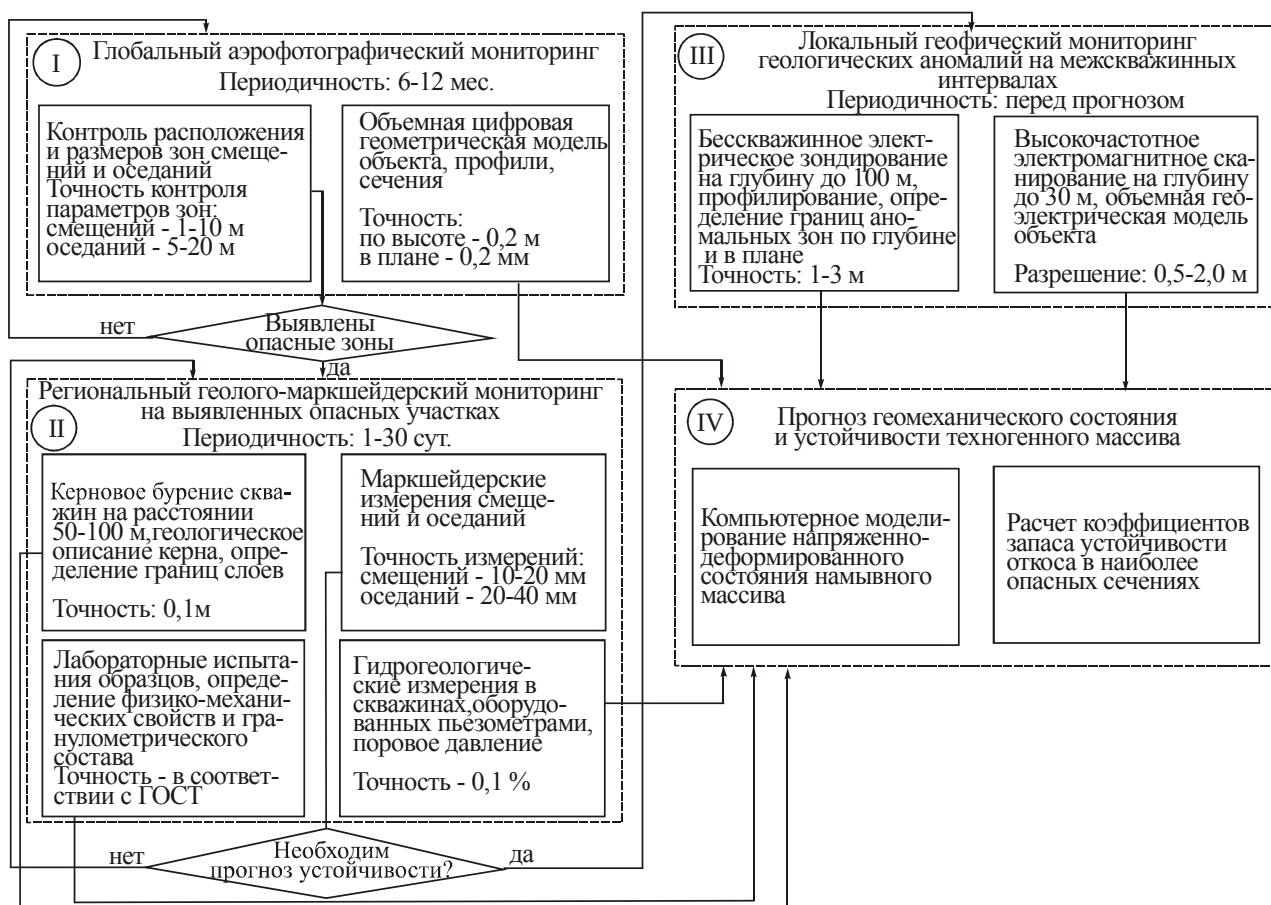


Рисунок 1 – Схема комплексного мониторинга состояния и свойств массивов горных пород на угольных разрезах

Основными методами электрофизических исследований являются вертикальное электрическое зондирование (ВЭЗ) и электропрофилирование (ЭП). При обработке результатов электрических зондирований применяют методы приближенной и точной количественной интерпретации.

Приближенная интерпретация основана на том, что для двухслойных геоэлектрических разрезов с соотношением удельных электросопротивлений (УЭС) слоев  $\rho_1/\rho_2 = 0,1-10$  зависимость эффективного УЭС  $\rho_k$  от мощности первого слоя  $h$  может быть определена аналитически на основе решения прямой задачи электроразведки. Методика диагностирования аномальных геологических зон состоит в следующем: по данным ВЭЗ и геологических изысканий определяют оптимальный разнос установки при ЭП; по графикам продольного и поперечного ЭП строят плоские, а затем объемную модель аномальной зоны (рисунок 2).



Рисунок 2 - Методика приближенного диагностирования аномальных зон методом электрического зондирования

Точная количественная интерпретация ВЭЗ возможна только на основе компьютерной инверсии графиков ВЭЗ, причем в условиях недостатка информации об электрофизических свойствах среды применяют метод интерактивной интерпретации с использованием результатов наблюдений и прямых измерений (рисунок 3).

На первом этапе в программу вводятся начальные данные, т. е. графики ВЭЗ, полученные по профилю и координаты точек зондирования. Качественная интерпретация включает анализ геологических данных по скважинам, расположенным на профиле ВЭЗ, определение количества отображаемых геоэлектрических горизонтов и глубины зондирования, подбор теоретического графика зондирования, выделение на профиле зон с одинаковыми типами кривых.

На этапе количественной одномерной интерпретации определяют количество отображаемых геоэлектрических горизонтов на каждой кривой и назначают области определения параметров разреза на локальных участках экспериментального графика.

Результатом количественной интерпретации является геоэлектрический разрез, на котором выделены вертикальные границы аномальных зон, горизонтальные границы зон получают с использованием интерполяции. Совмещая геоэлектрические разрезы по профилям, строят объемную геоэлектрическую модель аномальной зоны.

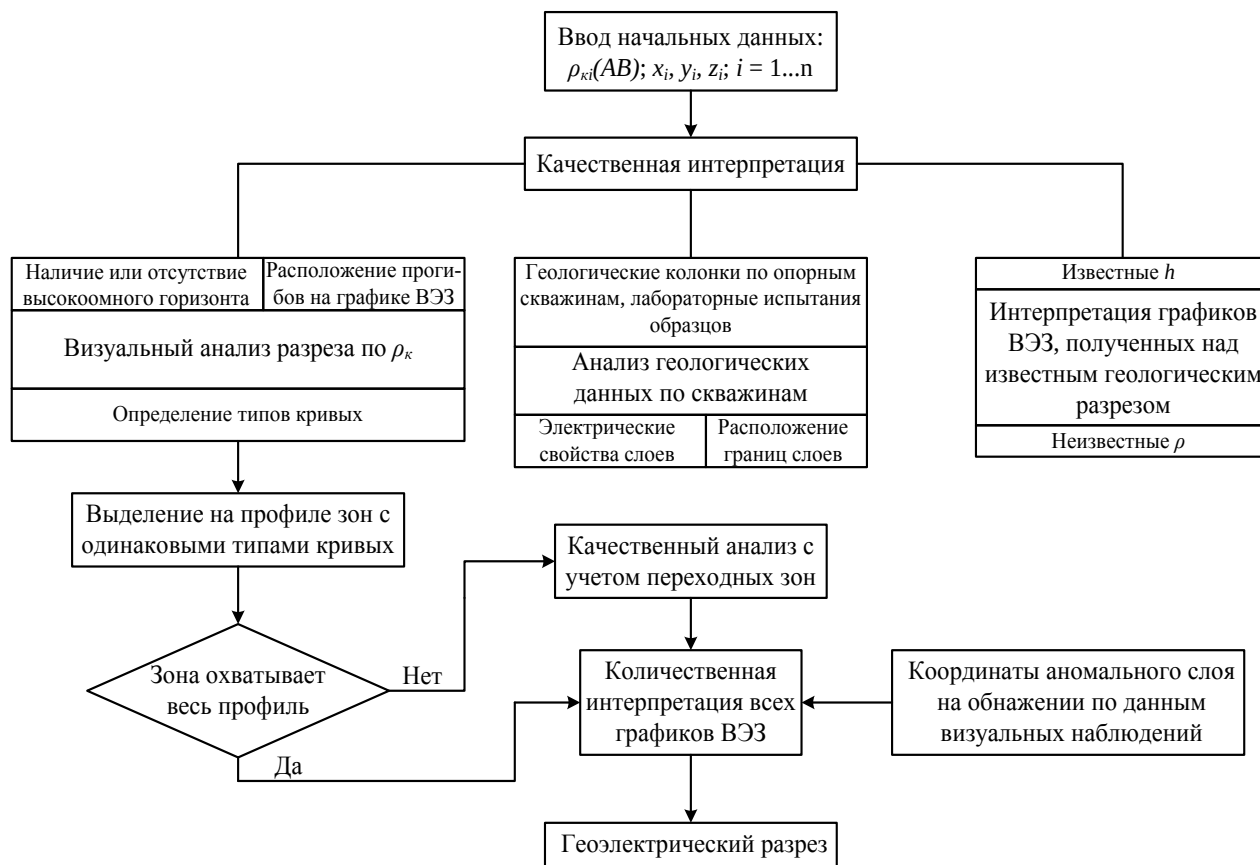


Рисунок 3 - Алгоритм интерактивной интерпретации ВЭЗ по профилю

Ниже рассмотрен пример реализации изложенных методик. На угольном разрезе "Краснобродский" на намеченном к разработке участке Новосергеевского поля возникла необходимость детализации геологического строения и локализации аномальных по физическим свойствам зон прибортового массива. Особенность изучаемого массива состояла в большой мощности четвертичных отложений, изменяющейся от 7 до 31 м, а также в наличии в непосредственной близости к борту гидроотстойника, способствующего влагонасыщению прилегающих рыхлых отложений.

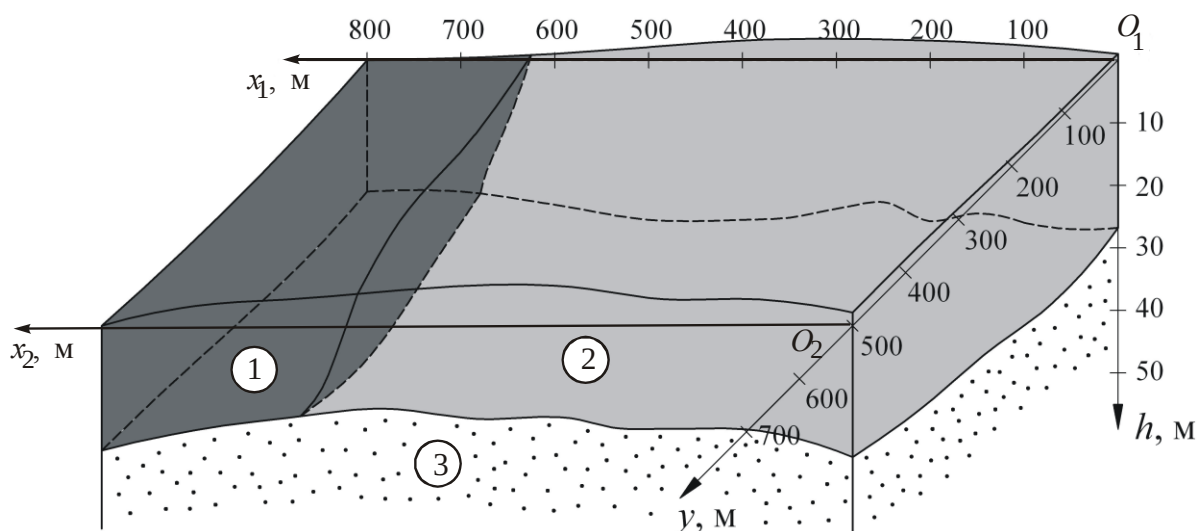
Анализ экспериментальных и расчетных данных показывает, что диапазоны изменения глубины слоя песчано-глинистых наносов составляют:  $h = 19,5\text{--}23,2$  м для профиля  $O_1x_1$  и  $h = 24,6\text{--}29,1$  м для профиля  $O_2x_2$ . В целом результаты электрофизического мониторинга согласуются с данными геологических изысканий.

Во влагонасыщенных зонах, прилегающих к гидроотстойнику, величина  $\rho_k$  имеет аномально низкие значения  $\rho_k < 27$  Ом·м для профиля  $O_1x_1$  и  $\rho_k < 22,8$  Ом·м для профиля  $O_2x_2$ . Координаты границ влагонасыщенной зоны составили:  $x_{B1} = 625$  м и  $x_{B2} = 525$  м.

На основе геодезической информации о рельефе поверхности, геологических данных и результатов электрофизического мониторинга построена объемная модель исследуемого прибортового массива (рисунок 4).

Проведенные исследования позволили решить следующие технологические задачи:

- уточнить объем четвертичных отложений, подлежащих гидросмыву;
- детализировать геологическое строение массива для оценки его геомеханического состояния.



1 – зона влагонасыщения грунтов; 2 – песчано-глинистые отложения; 3 – коренные породы

Рисунок 4 - Объемная модель прибортового массива

Банк данных об изменении мощности слоя песчано-глинистых отложений и выявленных границах влагонасыщенных зон в комплексе с физико-механическими свойствами пород являются исходной информацией для расчета технологических параметров ведения горных работ. В частности, установлено, что при благоприятном падении границы слоя рыхлых и коренных пород при коэффициенте запаса устойчивости  $\eta = 1,3$  генеральный угол откоса борта составит  $38^\circ$ . При приближении борта к гидроотстойнику возможно формирование фильтрационного коллектора, что потребует принятия специальных технологических решений.

*Работа выполнена в рамках реализации ФЦП "Научные и научно-педагогические кадры инновационной России" на 2009-2013 гг.*

УДК 347.751.7:621.31

## ЭФФЕКТИВНОЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЕ УДЕЛЬНОЙ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ НАГРУЗКИ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ СЕТЕЙ Г. ПРОКОПЬЕВСКА

**Воронов М. А.**

**ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия**

В двадцать первом веке, в условиях быстрого развития производств, энергосбережение является одним из наиболее важных и востребованных направлений не только в энергетической отрасли, но и приоритетным направлением развития государства в целом.

Энергосбережение – это наиболее эффективное потребление объектом энергии (электрической, тепловой, энергии движения), которая необходима ему для нормального функционирования и расходующая непосредственно на нужды объекта, но не сверх этого.

Энергосбережение обуславливается, прежде всего, новым подходом к вопросу потребления электроэнергии, который ведет не только к элементарному переходу с ламп накаливания на энергосберегающие лампы или светодиодные лампы, но преимущественно к необходимости разработки целого комплекса мероприятий, таких как: возможность перераспределения энергоемких процессов, по времени в течение суток с переносом на не “пиковые”, которые отрицательно не скажутся на энергоэффективности объекта потребления, замена энергоемкого оборудования на новое с уменьшенным потреблением электроэнергии, применение (по возможности) источников альтернативной энергии.



В лампе накаливания электрическая энергия преобразуется в световую энергию (10-20% от мощности) и тепловую энергию (80-90%). В люминесцентной энергосберегающей лампе доля световой энергии равна 75-85%, а тепловая энергия соответственно 15-25%. Из этих примеров видно, что отношение “полезной” энергии (световой) к общей отличается примерно в 5 раз, и если взять стандартную лампу накаливания, мощностью 100Вт, то энергосберегающая лампа с тем же самым световым потоком (приблизительно 1100-1150 Люмен) будет потреблять 20Вт.

Рассмотрим, к примеру, стандартную двухкомнатную квартиру, для комфортного проживания в ней необходимо 7 ламп (кухня, туалет, ванная, коридор, спальня – по одной 100Вт лампе и зал – две 100Вт), то есть общая световая мощность с 700Вт снизилась до 140Вт. Количество часов в месяц, использования лам варьируется от 400-800 часов, среднее 600.  $600 \text{ часов} \times 100 \text{ Вт} = 60 \text{ кВт} \cdot \text{час}$  в месяц (при тарифе за электроэнергию 1,40руб/кВт·час получаем 84руб) – при использовании лам накаливания. Соответствующий расчет для энергосберегающих лам будет выглядеть следующим образом:  $600 \text{ часов} \times 20 \text{ Вт} = 12 \text{ кВт} \cdot \text{час}$  (при том же тарифе – 16,8руб). Экономия в месяц составила при переходе с лам накаливания на энергосберегающие лампы – 67,2руб/месяц.

Если взять стандартный двухподъездный 10 этажный дом, в котором на каждом этаже в каждом подъезде находятся по 4 квартиры (1-трехкомнатная, 1-двухкомнатная, 2-однокомнатные) то количество ламп в квартирах на этаже будет соответственно – 27 штук; во всем доме в квартирах – 540 штук. Выполнив вышеприведенные расчеты и для простоты усреднив их получаем: мощность лам накаливания – 54кВт, месячный расход электроэнергии – 4500кВт·час, плата за электроэнергию – 6300руб/месяц; для энергосберегающих лам: мощность – 10,8кВт, месячный расход электроэнергии – 900кВт·час, плата за электроэнергию – 1260руб/месяц. Экономия только при переходе всех жильцов одного дома с лам накаливания на люминесцентные лампы составит в энергетической части – 43,2кВт однофазной мощности, а в денежной – 5040руб/месяц.

Экономия электроэнергии на каждый светильник при такой системе освещения будет составлять от 45% на первом этаже до 90% на последнем. При этом качество освещения не будет ухудшено по сравнению с обычной схемой освещения подъездов.

Установка в подъездах светильников с двойным управляющим воздействием:

- от фотореле с фотодатчиком, установленным в помещении, экранированном от прямых попаданий солнечных лучей и искусственных источников света в вечернее и ночное время, подача напряжения на светильники будет осуществляется, только при снижении освещения ниже порогового срабатывания;

- от датчика движения или акустического преобразователя, установленного в непосредственной близости от осветительного прибора, который будет срабатывать и подавать на светильник питание, только если в зоне действия датчика будет зафиксировано движение объекта (датчик движения) или питание светильника осуществиться при каком-либо акустическом возмущении (хлопок рук, топот ног, звук открывающегося лифта) выше порогового срабатывания, отстроенного в датчике (акустический преобразователь).

После включения светильника реле времени в датчиках будет подавать напряжение на лампу в течение 1 – 2 минут, для того, чтобы жилец мог по освещенному коридору зайти или выйти из квартиры, после чего светильник погаснет. Высвобождение мощности составит 10кВт.

Потребление стандартным двухподъездным десятиэтажным жилым домом электроэнергии составляет порядка 110 – 120кВт. Путем замены всех ламп накаливания на энергосберегающие лампы обойдется высвобождением мощности 30кВт, что равно трети потребляемой мощности. То есть при таком переходе только трех жилых домов есть возможность запитать высвободившейся мощностью четвертый.

Таким образом в спальнях районах есть возможность высвобождения большой мощности без внесения огромных капитальных затрат на реконструкцию трансформаторных и

районных подстанций, а также на прокладку кабельных линий среднего напряжения, что положительно скажется на развитии города в целом, в условиях нехватки мощности.

В среднем с одного микрорайона, в котором расположены 10 – 12 трансформаторных подстанций, общей мощностью 10000 – 12000кВт высвобожденная мощность составит 3000 – 4000кВт, что эквивалентно 4 – 5 трансформаторным подстанциям, мощностью 2х400кВт.

В условиях г. Прокопьевска, в жилых многоэтажных домах, высвобожденная таким образом мощность составит порядка 50000 – 60000кВт. Единственная проблема, что эта мощность будет рассредоточена по всему городу и не сможет быть аккумулирована в одном месте.

Еще значительное сокращение удельной электрической нагрузки на жилой дом может осуществляться путем снижения потребления жильцами электроэнергии в пиковые часы с переносом крупных энергоемких процессов (приготовление пищи, стирка, пользование пылесосом) на часы, с меньшим потреблением электроэнергии, чем в часы с максимальной нагрузкой. Тем самым возможность комфортного проживания не нарушится. А большое потребление электроэнергии лишь несколько распределится по времени в течение суток с меньшими или же иными пиковыми потреблением.

Смещение энергоемких процессов можно стимулировать снижением тарифа оплаты электроэнергии энергоснабжающей организацией населением на 10 – 25%, в зависимости от параметров распределительной сети (мощности трансформатора, потерь напряжения в линиях электроснабжения). Значит, появится реальная выгода у потребителей не только от сниженного потребления электроэнергии, но и с учетом уменьшенного тарифа экономить на оплате до 50%.

Общая нагрузка на трансформаторную подстанцию сократится в 1,2 – 1,6 раза, что опять же положительно скажется на высвобождении мощности.





## **СЕКЦИЯ «ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МЕТАНА И УГЛЕПРОДУКТОВ»**



## РАЗРАБОТКА ОТЕЧЕСТВЕННОЙ ДЕГАЗАЦИОННОЙ УСТАНОВКИ НОВОГО ПОКОЛЕНИЯ

*Дурнин М.К.*

*г. Новокузнецк, Россия*

В 2001-2008 гг., в период работы в управлении проектирования и технического развития технической дирекции ОАО «ОУК «Южкузбассуголь», автором была выполнена работа по изучению способов дегазации угольных пластов и классификации существующих технологий утилизации шахтного метана. Работа выполнялась на основе анализа состояния процесса внедрения этих технологий в таких странах как: Германии, Польше, России, Казахстане, Австралии и Китае, который проводился с учетом выполнения ст.6 Киотского протокола в Европейских странах и в России и особенностей внедрения эффективных технологий утилизации шахтного метана. Результаты [1-9] были опубликованы в 2003-2009гг.в сборниках ГИАБ, журналах «Уголь». Также эти результаты докладывались на семинарах и симпозиумах научно-практических конференций «Научоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов» в рамках Международной выставки «Уголь России и Майнинг» в г.Новокузнецке, «Проблемы шахтного метана» в рамках «Недели Горняка» в г. Москве, «Экспо-Уголь», международных конференциях по проблеме шахтного метана в г.Кемерово и других.

Анализ, почти столетнего опыта ведения работ по дегазации и утилизации метана угольных пластов в Германии (Саарский и Рурский угольные бассейны), а также 30-летнего опыта в Карагандинском и Воркутинском угольных бассейнах, показал, что объем извлечения метана методом комплексной дегазации достигает уровня 20-25 м<sup>3</sup> на тонну добываемого угля, а энергетический потенциал утилизируемого метана - не более 4-5% от его энергетического потенциала.

Утилизация шахтного метана не ограничена его применением в качестве дополнительного источника энергии, так как из метана путем его переработки по эффективным технологиям можно получить полезную продукцию стоимостью большей, чем стоимость угля, замещаемого по теплотворной способности.

Для обеспечения эффективной работы установок промышленной утилизации шахтного газа, получения тепла, электроэнергии, продуктов химической и биохимической переработки метана необходимо наличие метана в метановоздушной смеси в количестве не менее 35% (по фактору безопасной эксплуатации - не менее 25%).

Из проведенного анализа, следует, что для внедрения систем утилизации требуется:

- повышение эффективности предварительной дегазации пластов путем перемонтажа существующих газопроводов на газопроводы большего диаметра и прокладки новых большего диаметра;
- приобретение бурового оборудования нового технического уровня с глубиной бурения скважин более 200 м, применение прогрессивных технологий дегазации с воздействием на пласт для повышения его газоотдачи;
- повышение эффективности дегазации выработанного пространства и купола обрушения путем подготовки выемочных участков спаренными штреками и бурения дегазационных скважин в выработанное пространство и купол обрушения из параллельных выработок;
- дегазация выработанного пространства скважинами в купол обрушения с поверхности, применение для дегазации газопроводов и скважин большого диаметра;
- строительство дегазационных станций, оснащенных насосами высокой производительности [1].

Развитие технологий дегазации угольных пластов должно выполняться с учетом следующих принципов:

А) Унификации:

- технологий производственных процессов;
- технологического оборудования;
- измерительной, регулирующей и коммуникационной аппаратуры.

В) Модульного исполнения насосных, компрессорных, осушающих систем для шахтного газа, обеспечивающее возможность быстрого приспособления при изменении режимов газоотдачи угольных пластов.

С) Централизации и систематизации сбора, передачи и обработки информации о работе оборудования, количестве и качестве перерабатываемой газовой смеси.

Д) Диспетчеризации управления работой установок и газопроводных систем[3].

Проведенные исследования так же позволили установить, что:

- качество дегазационных систем шахт в настоящее время не обеспечивает как безопасность ведения горных работ, так и эффективное внедрение установок промышленной утилизации шахтного газа - получения тепла, электроэнергии, продуктов химической и биохимической переработки метана;

- энергетический потенциал среднегодовых выбросов шахтного метана в два раза покрывает потребности угледобывающей компании в электроэнергии и четыре раза потребности в тепловой энергии, а выручка, полученная от торговли единицами сокращенных выбросов метана (ЕСВ), в два-три раза сокращает окупаемость затрат на вентиляцию и дегазацию шахт (рисунок 1);

- осуществление проектов утилизации шахтного метана без привлечения механизмов дополнительного финансирования, основанных на выполнении положений ст. 6 Киотского протокола, окупается в течение длительного, более 10-ти лет, периода;

- существует ряд технологий, комбинированное применение которых, при условии работы в рамках Киотского протокола, позволяет создать весьма эффективную систему дегазации горных работ и утилизации шахтного метана, как попутно добываемого углеводородного сырья, направленную на снижение опасности ведения горных работ и повышение эффективности горнодобывающего предприятия;

- источником финансирования работ, направленных на развитие и улучшение качества системы дегазации угольных шахт, как для снижения уровня опасности ведения горных работ, так и для эффективного внедрения установок промышленной утилизации шахтного газа, должны служить долгосрочные инвестиционные программы, основанные на проектах совместного осуществления (ПСО) в рамках ст. 6 Киотского протокола;

- несоответствие Российского законодательства сложившейся мировой практике реализации требований Киотского протокола;

- для снижения опасности ведения горных работ по фактору метана на угледобывающих предприятиях, необходимо на законодательном уровне установить пороговое значение максимальной величины относительной метанообильности при ведении горных работ без обязательных мероприятий по её снижению;

- горные предприятия, отрабатывающие угленосные толщи с относительной метанообильностью, превышающей установленное законодателем пороговое значение, отнести к предприятиям, разрабатывающим комплексные месторождения углеводородного сырья [1].

Для выбора оптимальной технологии и оборудования разработана методика, в основу которой положен критерий экономической эффективности:

основной - капитальные затраты на 1 т сокращения эмиссии CO<sub>2</sub>;

вспомогательные:

а) сравнение капитальных затрат на 1 кВт установленной мощности;

б) снижение выбросов CO<sub>2</sub> на 1кВт установленной мощности.

При выборе эффективной технологии показатели, определенные по критериям «капитальные затраты на 1 т сокращения эмиссии CO<sub>2</sub>» и «капитальные затраты на 1 кВт установленной мощности», должны стремиться к минимуму, а показатель, определенный по критерию «Снижение выбросов CO<sub>2</sub> на 1кВт установленной мощности», должен быть максимальным.



Рисунок 1 - Пример окупаемости затрат на вентиляцию, дегазацию и утилизацию шахтного метана для шахты годовой производительностью 2 млн. т угля марки ГЖ [2]

Разработанная методика выбора оборудования и технологий утилизации шахтного метана применена при разработке отечественной вакуумно-насосной станции мобильного типа, позволяющей повысить эффективность дегазации и уровень промышленной безопасности угольных шахт.

Представленное сегодня на рынке аналогичное оборудование является только импортным. В основном это вакуум-насосные установки для дегазации фирмы PRO-2 GmbH из Германии. Отечественных установок на основе вакуумных насосов сухого типа в производстве пока нет. И насосы сухого типа для перекачки газов на необходимые мощности и объемы в России не производятся. Есть попытки создания мобильных установок на базе насосов «мокрого типа», водокольцевые насосы для которых покупаются в Украине или Китае.

Учитывая сложившуюся ситуацию, было предложено разработать импортозамещающую установку на базе насосов сухого типа, производства RKR GmbH, Германия. ОАО «Кемеровский экспериментальный завод средств безопасности» приняло на себя расходы по проектированию и изготовлению опытного образца. В коллектив разработчиков были привлечены так же Новосибирская научно-производственная фирма ООО «Гранч» и Алтайская фирма ООО НПП «Система промышленной безопасности».

Так в течение 2009-2010 гг. был разработан «Типовой ряд дегазационных установок - вакуумно-насосные станции мобильного исполнения ВНСМИ 50-200, производительностью от 50 до 200 м<sup>3</sup>/мин». Опытный образец установки в настоящее время изготавливается в цехах Кемеровского экспериментального завода средств безопасности.

Установка относится к передвижным, вакуум-насосным станциям (ВНС), расположенным у устья дегазационных скважин на поверхности горных отводов строящихся, действующих и ликвидируемых шахт. Предназначена для автономной эксплуатации в качестве основного оборудования для откачки шахтного газа (метановоздушной смеси) как системного элемента обеспечения безопасной эксплуатации угольной шахты, а также элемента систем альтернативного энергоснабжения.

Типовой ряд станций ВНСМИ 50-200 разработан в соответствии с «Системой стандартов безопасности труда» ГОСТ 12.2.003-91 (таблица 1).

Известны дегазационные установки, содержащие вакуум-насосы с водоотделителями, рециркуляционный насос и охлаждающее устройство, сообщаемое с вакуум-насосами и

выполненное в виде радиатора с вентилятором (авторское свидетельство СССР № 361292, кл. E21F7/00 с приоритетом от 31.03.1970г. опубликованное в 1973г. Б №1). Основным недостатком этих установок является повышенная опасность эксплуатации, связанная в частности с тем, что не обеспечивается стабилизация газового состава смеси на её выходе. Частично указанный недостаток устранён в дегазационных установках, содержащих вакуум-насосы, аппаратуру осушки газа, приборы контроля за содержанием метана и его давления в газовой смеси, устройства управления и защиты от аварийных режимов, трубопроводы подачи газа и систему регулирования концентрации метана с газоанализатором (авторское свидетельство № 767363, кл. E21F7/00, заявлено 11.09.1978г., опубликовано в 1980г. Б № 36).

Таблица 1 - Типовой ряд вакуумно-насосных станций мобильного исполнения

| Наименование                                    | Производительность | Обозначение |
|-------------------------------------------------|--------------------|-------------|
| Вакуумно-насосная станция мобильного исполнения | 50 Нм3/мин         | ВНСМИ 50    |
| Вакуумно-насосная станция мобильного исполнения | 100 Нм3/мин        | ВНСМИ 100   |
| Вакуумно-насосная станция мобильного исполнения | 150 Нм3/мин        | ВНСМИ 150   |
| Вакуумно-насосная станция мобильного исполнения | 200 Нм3/мин        | ВНСМИ 200   |

\* далее по тексту – ВНСМИ 50-200, или ВНСМИ.

Наличие приборов контроля параметров газовой смеси и систем управления дегазационной установкой в различных режимах значительно снижает опасность её эксплуатации. Однако, существенным недостатком известных дегазационных установок, предназначенных для дегазации шахт, является отсутствие быстродействующих отключающих устройств при возникновении аварийных ситуаций, что отрицательно влияет на безопасность эксплуатации установок.

В тоже время основное требование РД-15-09-2006 – «Для предупреждения взрыва или воспламенения каптируемых метановоздушных смесей дегазационные установки должны быть в максимальной степени автоматизированы, а режим их работы должен постоянно контролироваться» [4] в существующих отечественных установках полностью не выполнено. А присутствие машиниста (п.41 РД-15-09-2006) [4] на месте эксплуатации установки существенно увеличивает объём необходимых технологических помещений и снижает время реакции на возникающее отклонение от рабочего режима и ликвидацию инцидента. Также человеческий фактор в данной ситуации увеличивает риск перерастания инцидента в аварию.

Результатом применения технических решений вложенных в конструкцию установок типового ряда ВНСМИ 50-200 является возможность:

а) автоматического отключения вакуум-насосов и дегазационной установки в целом от дегазационной скважины при возникновении угрозы воспламенения или взрыва отводимой от скважины газовой смеси;

б) автоматического предотвращения распространения взрывного горения по газоотводящим трубопроводам в сторону устья дегазационной скважины со стороны дегазационной установки (ВНСМИ);

в) автоматического предотвращения распространения взрывного горения по газоотводящим трубопроводам в сторону дегазационной установки (ВНСМИ) со стороны устройств сброса газовой смеси в атмосферу или установок её утилизации;

г) автоматического контроля работы всех элементов дегазационной установки (ВНСМИ) в режиме реального времени с передачей информации на пульты диспетчерского контроля эксплуатирующего предприятия, предприятия изготовителя и (или) других контролирующих органов по необходимости;

д) автоматического обеспечения постоянства объёмного содержания метана в перекачиваемой газовой смеси и увеличения времени работы установки в номинальном режиме, за счёт введения обратной связи концентрация-производительность для регулирования работы вакуум-насоса.

ВНСМИ 50-200 представляет собой комплект оборудования расположенного на специально подготовленной площадке устья газодренажной скважины, включающий следующие неотъемлемые части:

1. Блок связи с дегазационной скважиной.
- 2.-3. Блок газоочистки.
4. Насосный блок.
5. Блок управления и телеметрии.
6. Блок безопасности.
7. Блок связи с утилизационной системой (газоотводящий блок).
8. Устройство кинематического подавления воспламенения МВС.

Надежность ВНСМИ 50-200 обеспечивается выполнением следующих принципов разработки конструктива:

А) Унификация:

- технологий производственных процессов;
- технологического оборудования;
- измерительной, регулирующей и коммуникационной аппаратуры.

В) Модульного исполнения, обеспечивающего возможность быстрого приспособления при изменении режимов газоотдачи угольных пластов. Основным транспортно-эксплуатационным элементом ВНСМИ является контейнер – модуль, обеспечивающий как транспортировку, так и монтаж и эксплуатацию станции с минимальными затратами времени и средств.

С) Централизация и систематизация сбора, передачи и обработки информации о работе оборудования, количестве и качестве перерабатываемой газовой смеси в автоматическом режиме реального времени (on line).

Д) Диспетчеризация управления работой установок и газопроводных систем.

\*ВНСМИ, как изделие, отвечают требованиям стандартов пожаро-взрывобезопасности (не является источником образования пожаро– и взрывоопасной среды, источником зажигания и инициирования взрыва) в условиях работы предусмотренных ТУ и руководством по эксплуатации ВНСМИ 00. 000. 001РЭ;

\*ВНСМИ являются устройством, предназначенным для эксплуатации в качестве основного оборудования для откачки шахтного газа (метановоздушной смеси) и в соответствии с ГОСТ 12.2.003-91 отвечают приоритетному требованию - защиты горнорабочих и оборудования;

\*ВНСМИ ограничивает физические и психологические нагрузки на горнорабочих.

Отличием является:

- наличие специальной системы проветривания включающей автоматизированные жалюзи, вентиляторы, связанные через командоконтроллер с датчиками температуры в насосном блоке и блоке управления и телеметрии;

- наличие командоконтроллера во взрывобезопасном исполнении для сбора, анализа, передачи данных, штатного и аварийного управления оборудованием ВНСМИ в автономном режиме и по командам оператора диспетчерского пульта.

- наличие встроенной коммуникативной системы блока безопасности, осуществляющей функции контроля состояния газотрубопровода нагнетания и подачи МВС в систему утилизации или деструкции метана, как парникового газа;

- наличие приборов контроля положения аварийных задвижек, установленных на отводах газотрубопровода вакуумирования МВС перед каждым вакуумным насосом и на газотрубопроводе блока связи с дегазационной скважиной;

- наличие электронно-оптических датчиков пламени и встроенных газодинамических пылемётных мортир кинематического подавления воспламенения МВС внутри свечи сброса в атмосферу и внутри трубопровода подачи МВС потребителю;



– наличие быстродействующих автоматических задвижек, отключающих в аварийной ситуации дегазационную установку от скважины и включающих сброс газовой смеси в атмосферу;

– наличие диэлектрического разъединителя между трубопроводом дегазационной скважины и трубопроводом связи с дегазационной установкой, исключающего попадание высокого потенциала в скважину со стороны дегазационной установки.

Безопасность работы установок в режиме взрывозащиты достигается за счет:

– транзита метановоздушной смеси (МВС) через трубопроводы ВНСМИ со скоростью превышающей пороговый взрывоопасный уровень ( $V \gg 10$  м/сек) – аэродинамический эффект;

– непрерывного контроля концентрации метана в атмосфере насосного блока и блока связи, управления и телеметрии;

– обеспечением максимального воздухообмена в объеме насосного блока за счет связи с внешней средой через вентилятор, систему автоматизированных вентиляционных жалюзийных решёток в холодное время года и открытием дверных проемов в теплое время года;

– автоматическим перекрытием трубопровода, связывающего скважину со входным трубопроводом и насосом транзитной МВС, с дальнейшим сбросом метано-воздушной смеси в атмосферу, при остановке насосных агрегатов;

– гашением ударных волн при помощи мембранных предохранительных устройств, расположенных на свободных торцевых фланцах трубопроводов транспортирующих метано-воздушную смесь;

– применением электронно-оптических датчиков пламени и коммуникативной системы блока безопасности, осуществляющих функции контроля состояния МВС внутри свечи сброса МВС в атмосферу и (или) внутри трубопровода подачи МВС потребителю;

– применением встроенных газодинамических пылемётных мортир кинематического подавления воспламенения МВС внутри свечи сброса в атмосферу и (или) внутри трубопровода подачи МВС потребителю.

Принципиальная схема дегазационных установок и блока безопасности показана на рисунках 2 и 3.

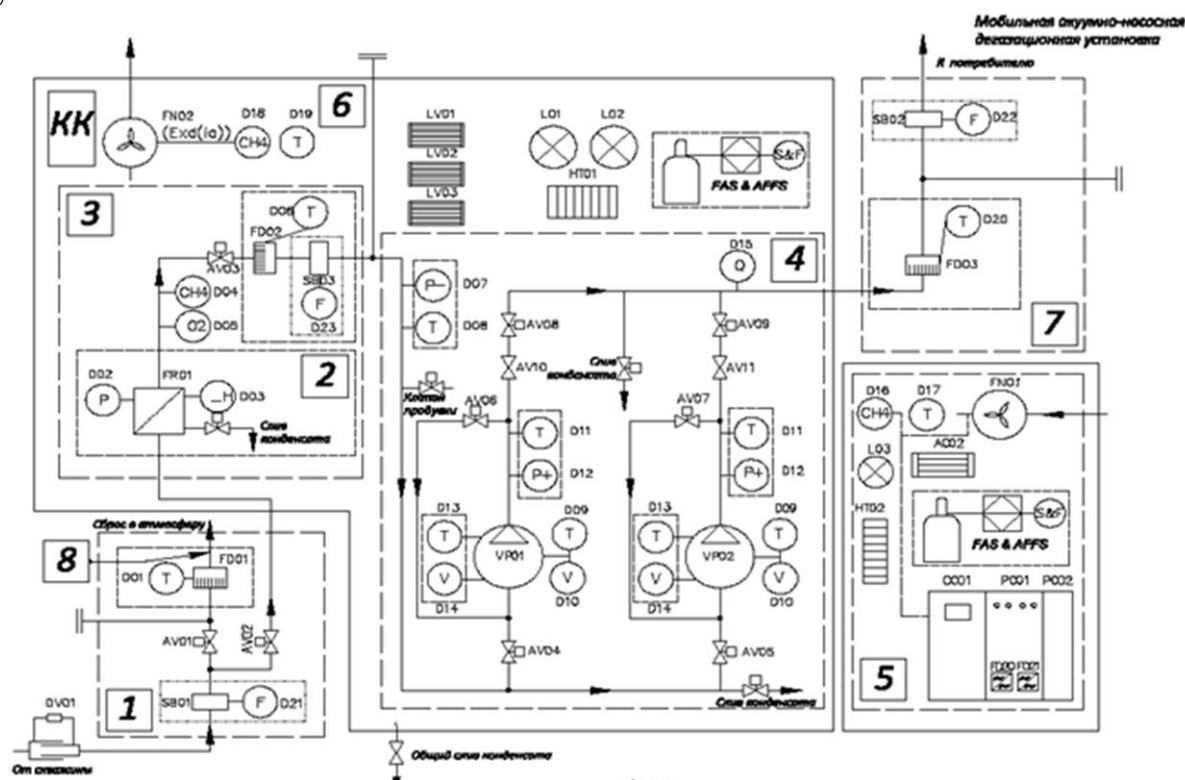


Рисунок 2 - Схема технологическая общая вакуумно-насосной установки мобильного исполнения

**БЛОК БЕЗОПАСНОСТИ**

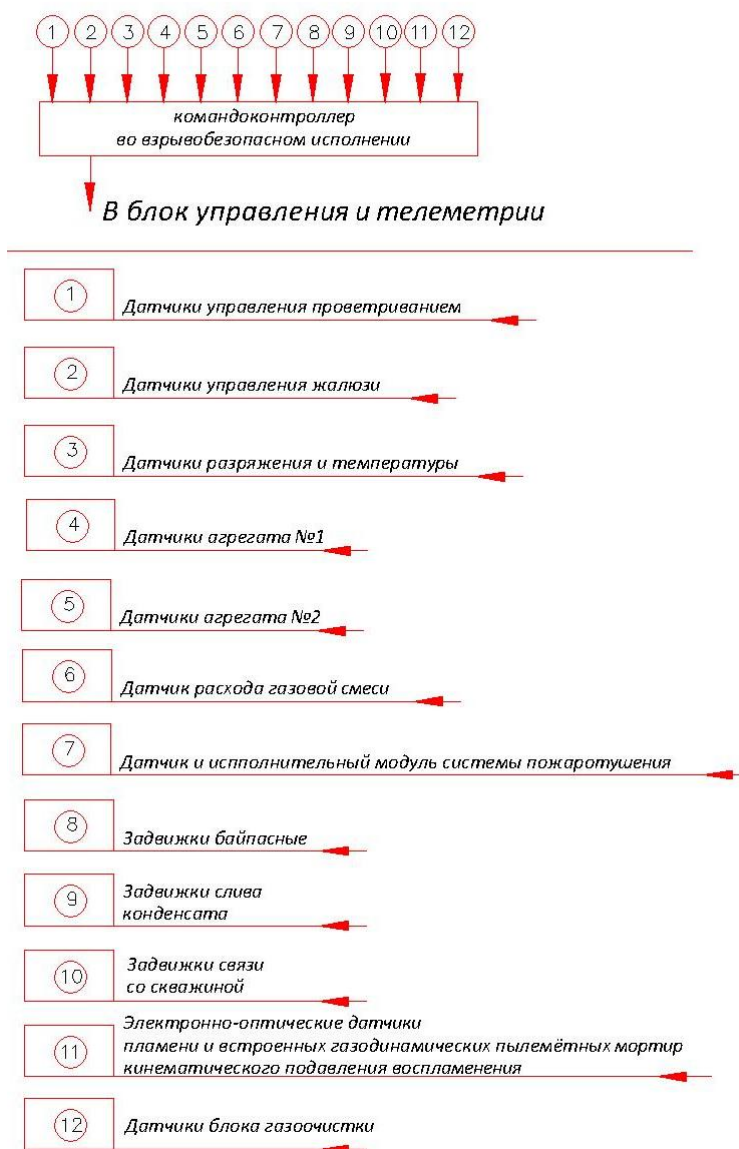


Рисунок 3 - Блок безопасности

**Список литературы**

1. Дурнин М.К. Выбор эффективных технологий утилизации шахтного метана для повышения промышленной безопасности угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень (ГИАБ) 2007 Метан. Отдельный выпуск №13 стр.415-428. Москва, Издательство «Мир горной книги».
2. Дурнин М.К. Киотский протокол – источник финансирования обеспечения безопасности горных работ // Уголь. – 2007. №2 – стр. 58-60.
3. Дурнин М.К., Россия, Безпflug В.А., Германия Об эффективности ТЭС на шахтном газе» // Уголь. – 2007. – №7. – С.32-34.
4. «Методические рекомендации о порядке дегазации угольных шахт» РД-15-09-2006, Москва: ОАО «НТЦ «Промышленная безопасность», 2007
5. Технический регламент о безопасности оборудования для работы во взрывоопасных средах. Утвержден Постановлением Правительства Российской Федерации от 24 февраля 2010 г. N 86
6. Дурнин М.К., Безпflug В.А. Сравнительная экономическая оценка различных технологий утилизации шахтного метана // Уголь. – 2007. – № 11. – С. 59–61.

7. Дурнин М.К. Метан угольных пластов: дегазация и утилизация. / М.К. Дурнин – ННЦ ГП ИГД им. А.А. Скочинского, Научные сообщения, техника и технология открытой и подземной разработки месторождений № 324/2003. – С.56-66.

8. Дурнин М.К. О способах получения кондиционного метана из воздушно-газовой смеси при дегазации шахт и его утилизации. / М.К. Дурнин – Международная научно-практическая конференция – Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. Новокузнецк, СибГИУ 2003г. – С.88-95.

9. Дурнин М.К. Анализ технологий утилизации метана угольных пластов и состояния дегазационных работ на угольных шахтах ЗАО «Угольная компания «Южкузбассуголь» / М.К. Дурнин – Международный семинар «Метан угольных пластов возможности развития бизнеса в России» доклад на пленарной сессии. Кемерово, 17-19 марта 2003г.

УДК 551.59

## ИННОВАЦИОННЫЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ О РАЗРУШЕНИИ ОЗОнового СЛОЯ АТМОСФЕРЫ ТЕХНОГЕННОЙ И ПРИРОДНОЙ ЭМИССИЕЙ МЕТАНА

*Грицюк Я.М.*

*ООО «Аэрокосмическая партия»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Сведения о глобальном потеплении (ГП) давно перекочевали из научных трактатов в средства массовой информации (СМИ), где они не могли не обрести субъективными и эмоциональными сентенциями. Но общее повышение температуры атмосферы и воды океанов – неоспоримый факт. Споры идут, в основном, в отношении соотношения влияния на ГП природных и техногенных факторов. Появление многочисленных заказных «научных» суждений и попытки скрыть действительную ситуацию обусловило и возникновение одиозного понятия «климатгейт». Ситуация усугубляется тем, что ГП сопровождается возрастанием контрастности погодных явлений и это порождает недоверие к объективным данным. В Климатической доктрине РФ, подписанной президентом России в декабре 2009 г., отмечается, что для нашей северной страны ГП может иметь и положительные последствия.

ГП обусловлено или сопровождается повышением содержания в приземном слое атмосферы (ПСА) углекислоты – главного парникового газа. Только за XX век его содержание в атмосфере повысилось на 30%. В то же время не доказана главенствующая роль в этом процессе техногенных выбросов. На Копенгагенском климатическом саммите (декабрь 2009г.) ученые и специалисты не смогли доказать принимающим решение политикам эффективность используемых в соответствии с Киотским протоколом мер и саммит закончился безрезультатно.

Иногда в качестве парникового газа, наряду с углекислым газом и водяным паром, упоминается и метан. Хотя механизм его участия в этом процессе не рассматривается. А ведь метан значительно легче воздуха и поэтому должен быстро уходить в верхние слои атмосферы. На самом же деле связь эмиссии метана и ГП значительно более сложная и в первом приближении будет рассмотрена в настоящем сообщении. Речь пойдет о прогрессирующем разрушении озонового слоя атмосферы (ОСА) техногенными и природными выбросами метана и обусловленных этими процессами опасных явлений глобального характера.

Таким образом, в связи с проблемой ГП интерес представляет рассмотрение причинно-следственных связей в цепи взаимосвязанных глобальных событий, основными звеньями которой являются:

- разрушение ОСА под воздействием природной и техногенной эмиссии метана;
- ГП поверхности планеты и ПСА вследствие усиления интенсивности воздействия ультрафиолетового излучения Солнца на поверхность Земли;

– прогрессивное снижение содержания кислорода в ПСА вследствие воздействия первых двух факторов.

В настоящем сообщении будут более подробно рассмотрены установленные и предполагаемые механизмы перечисленных процессов. Без рассмотрения оставим только достаточно хорошо известное явление глубинной эмиссии метана (и водорода?) из ядра и мантии планеты и утверждения о существовании метаносферы Земли. Рассмотрим только отдельные следствия этой теории: широкое распространение залежей газогидратов на морском дне и аналогичных образованиях на суше, экранированных вечной мерзлотой.

**Состояние озонового слоя атмосферы.** По непонятной причине состояние ОСА в связи с ГП не рассматривается. Напомним некоторые хрестоматийные данные. ОСА охватывает верхнюю часть тропосферы и нижнюю – стратосферы с максимальными концентрациями озона на высоте 20-25 км. В этом слое происходит поглощение большей части губительного для живых организмов ультрафиолетового излучения Солнца. Содержание озона в ОСА мизерное (максимальное – 0.000 006%), но и этого достаточно для защиты жизни на поверхности планеты. Интерес к ОСА привлекли сведения о наличии в его структуре «дыр» - областей пониженного содержания озона, установленных при помощи метеорологических зондов, ракет и космических аппаратов. День 16-го сентября объявлен Международным днем охраны ОСА

В 1996 г. ученые Ш.Родланд, М.Молина (США) и П. Крутцен (Германия) были удостоены Нобелевской премии за установление причин снижения концентрации озона в ОСА. По их мнению, таковыми являются техногенные выбросы хладагентов и хлорфторуглеродов. По представлению ученых ранее (1977 г. – Вашингтон, 1985 г. – Вена, 1987 г. – Монреаль) были предприняты межгосударственные меры по защите ОСА – прекращение выпуска озоноразрушающих веществ. С некоторым опозданием и оговорками к соответствующим международным соглашениям присоединилась и Россия.

В последние годы эффективность принятых мер, как и сам механизм разрушения озонового слоя, предложенный нобелевскими лауреатами, поставлены под сомнение. Действительно, наиболее обширная и устойчивая озоновая дыра постоянно фиксируется над Антарктидой, где хладагенты не используются! На территории России озоновые дыры появляются тоже в пределах ее наиболее слабо урбанизированных территорий – над Центральной Сибирью и Якутией.

В значительной степени прогрессирующее разрушение озонового слоя объясняется природными факторами, в первую очередь, погодными. Действительно, на территории России озоновые дыры постоянно появляются в зимний период в области стояния устойчивой антициклональной погоды над Центральной Сибирью и Якутией. В 1970-1980 гг. их появление здесь было эпизодическим, а со второй половины 90-х годов оно стало носить устойчивый характер. В СМИ несколько лет назад было сообщение о возникновении локальной озоновой дыры над южной частью Кузбасса. В весенне-летнее время при частом прохождении атмосферных фронтов, связанных с циклонами, озоновые дыры резко сокращаются по площади или пропадают полностью.

В последнее время российскими учеными Н.А.Ясамановым, О.Г.Сорохтиным, В.А.Сывороткиным высказано предположение, что главным разрушителем озонового слоя являются не фреоны, а природная эмиссия метана и водорода. К сожалению, и это предположение не полностью объясняет сложившуюся ситуацию. Почему в этом случае озоновые дыры образуются над Сибирью в зимнее время? Предположить их связь с усилением природной эмиссии метана и водорода именно зимой не приходится. А в отношении наиболее устойчивого существования озоновых дыр над Антарктидой должны бы внести ясность геофизики, изучающие земной магнетизм. Может быть «собака зарыта» в структуре магнитного поля планеты и ориентировке его силовых линий?

**Техногенная и природная эмиссия метана в Кузнецком угольном бассейне.** Метаносность углей и углевмещающих пород Кузбасса достаточно хорошо изучена как при оценке газодинамической опасности угледобычи, так и при изучении условий распределе-

ния в углепородных массивах угольного метана, как самостоятельного полезного ископаемого. В настоящем сообщении рассмотрим только сведения о техногенной и природной эмиссии метана в атмосферу.

По загрубленному учету выбросов метана в вентиляционных струях шахт Кузбасса на одну тонну добытого угля приходится от 5 до 25 м<sup>3</sup> метана, что в целом по бассейну составляет 5 млрд. м<sup>3</sup> в год. Не меньшее, если не большее, количество метана выбрасывается в атмосферу при открытой добыче угля, при его транспортировке и дроблении на обогатительных фабриках. Не поддается учету количество метана, выбрасываемого в атмосферу из затопленных угольных шахт и многих тысяч пробуренных разведочных скважин (а во многих из них наблюдались залповые выбросы угольно-водно-метановой смеси – «черные фонтаны»).

Природная эмиссия метана из углепородных массивов осуществляется в так называемых зонах газового выветривания, которые следует считать зонами окисления угольного метана, реагирующего здесь с субаэральным кислородом с образованием воды и углекислого газа. Эти реакции сопровождаются термическим эффектом, что вызывает самовозгорание углей. На участках распространения скоплений подвижного водорастворенного метана – геодинамических коллекторов, наблюдаются выходы на поверхность в виде локальных понижений рельефа субвертикальных газодинамических каналов, в которых метан не успевает прореагировать с субаэральным кислородом и выбрасывается в атмосферу. Эти структуры наблюдаются в апикальных частях газовых купольных поднятий – углеметановых месторождений. Такие участки пока совершенно не исследованы и оценить масштабы природной эмиссии метана из них в атмосферу невозможно.

Поступающий в атмосферу метан частично окисляется кислородом в ПСА, а какая-то его часть из-за его значительно меньшей по сравнению с воздухом плотности, не успев прореагировать с кислородом в приземном слое, достигает стратосферы, вызывая разрушение ОСА. Истинное соотношение частей метана, окисляемого в приземном слое и разрушающего ОСА неизвестно. Поэтому пока невозможно вычислить какое количество кислорода расходуется на окисление метана в ПСА с образованием в результате реакции основных парниковых газов: углекислого и водяного пара, а какое – достигает ОСА и реагирует здесь с озоном с тем же результирующим эффектом. В том и другом случаях реакция окисления метана сопровождается выделением тепла – вот одна из причин ГП!

Предполагается, что только в теплое время года в условиях интенсивного перемешивания воздуха при прохождении атмосферных фронтов большая часть метана окисляется в ПСА, а зимой при преобладании безветренной антициклональной погоды большая (насколько?) часть метана достигает ее озонового слоя, способствуя его разрушению. Таким образом, находит логическое объяснение образование «сибирских» озоновых дыр, особенно если учесть техногенные выбросы метана нефтегазовыми промыслами Западной Центральной Сибири, а также угледобывающими предприятиями Красноярского края, Иркутской области и Южной Якутии. В том и другом случае процесс окисления метана сопровождается снижением содержания кислорода в атмосфере. Но об этом несколько позже.

**Глобальные техногенные и природные источники эмиссии метана.** Характер и масштабы техногенных источников эмиссии метана в атмосферу из эксплуатируемых угольных бассейнов показаны выше на примере Кузбасса. Подобная ситуация предполагается и относительно других аналогичных бассейнов. Можно только предположить, что в угольных бассейнах, эксплуатируемых в более теплых климатических условиях с более интенсивным ветровым режимом, большая часть метановых выбросов окисляется в ПСА и не достигает ОСА. Там же существует более благоприятные условия для восстановления потерь кислорода фотосинтезом растений

Можно также предположить, что более масштабные техногенные утечки метана и его гомологов происходят при разведке и эксплуатации нефтегазовых месторождений. Здесь при определенных погодных условиях только метан может достигать ОСА, более тяжелые его гомологи окисляются кислородом в приземном ее слое. Особую опасность представляют

геологоразведочные скважины на площадях нераспределенного фонда недр, не подвергнутые соответствующей физической ликвидации.

Подобно угольным бассейнам в пределах нефтегазоносных регионов происходит и естественная дегазация недр с выбросом метана в атмосферу. Те же грязевые вулканы в пределах многих нефтяных регионов постоянно выбрасывают метан. Более информированным специалистам, безусловно, известны и другие техногенные и природные источники эмиссии метана в атмосферу в пределах эксплуатируемых или разведываемых нефтегазовых месторождений.

Наибольшую потенциальную опасность, безусловно, представляют огромные залежи метангидратов на дне морей и океанов. По оценкам зарубежных специалистов общие запасы метана в них составляют астрономическую цифру –  $2 \times 10^{16}$  м<sup>3</sup>! Залежи метангидратов, экранированные вечной мерзлотой, известны или предполагаются на больших площадях приполярных зон Сибири, Канады и Аляски. По мнению некоторых исследователей, взрывами метана, заключенного в залежах газогидратов, экранированных вечной мерзлотой, при падении крупного ледяного метеорита (или «происков» Теслы) объясняется Тунгусский феномен. Периодическими залповыми выбросами огромных масс метана из залежей газогидратов на морском дне многие ученые объясняют загадки «Бермудского треугольника» и других подобных «гиблых» мест в мировом океане.

При повышении температуры морской воды и таяния вечной мерзлоты в процессе ГП может начаться необратимый процесс разрушения залежей газогидратов. Спусковым крючком могут также послужить попытки (пока не предпринимаемые) эксплуатации залежей морских газогидратов.

**Ожидаемые последствия разрушения озонового слоя: прогрессирующее снижение содержания кислорода в приземном слое атмосферы.** Содержание кислорода в ПСА считается стабильным (20.95% на равнине и 23.00% - на уровне моря). Климатологи допускают только колебания его парциальной плотности, вычисляемой в качестве функции температуры, давления воздуха и его абсолютной влажности. В проблемных регионах эффект снижения содержания кислорода вследствие реакции его с метаном, не говоря уже о его сжигании как попутного газа, никак не фиксируется. Никак не учитывается и рост при этом содержания углекислого газа, как продукта этих реакций, накапливаемого в самой нижней части ПСА.

В результате реакции метана с озоном также образуется углекислый газ и водяной пар, которые погружаются в нижние слои атмосферы, способствуя ГП. «Похудевший» ОСА из-за потери части своих защитных функций обуславливает возрастающее проникновение ультрафиолетового излучения Солнца, которое, достигая ПСА, вызывает здесь диссипацию молекул кислорода на атомы и превращение части его в озон. Это явление вызывает резкий рост окислительного потенциала кислорода и, соответственно, ускоряет процесс окисления им того же метана с еще более интенсивным ростом содержания основных парниковых газов: углекислоты и водяного пара в ПСА. К тому же озон и атомарный кислород – опаснейшие ядовитые вещества! Уже сейчас усиление губительного ультрафиолетового излучения Солнца в условиях «дырявого» ОСА представляет опасность для населения проблемных регионов Сибири. Правда, в зимнее время при низком стоянии Солнца над горизонтом эта опасность не носит прямой угрозы. Но ведь события развиваются в угрожающем направлении.

Мониторинг содержаний кислорода, а тем более озона и углекислого газа в ПСА, даже в проблемных регионах не ведется. Косвенно о его прогрессирующем снижении в Кузбассе можно судить по неблагоприятной динамике распространения бронхолегочных заболеваний, сопровождающихся или обусловленных гипоксией. По прогнозу Всемирной организации здравоохранения к 2020 г. заболевания органов дыхания займут лидирующее положение в рейтинге причин смертности населения, опередив сердечно-сосудистые болезни, травматизм и онкологические заболевания (хорошо бы не раньше).

Далеко не безвреден для животных и человека рост содержания углекислого газа в ПСА, где его стандартное содержание равно 0.09%. Доказано, что относительно безвредно повышение его содержания до 3% (при нормальном содержании кислорода!). А уже при 10% наступает паралич внутренних органов животных и человека с летальным исходом.

Кислород и углекислый газ в ПСА являются газами-антагонистами. В нормальном состоянии баланс между ними поддерживается фотосинтезом растений. Процессы прогрессирующего разрушения ОСА техногенной и природной эмиссией метана способны разрушить этот баланс в пользу углекислого газа. Процессы ГП и прогрессирующего снижения содержания кислорода в атмосфере взаимосвязаны в силу обусловленности их одним и тем же фактором: разрушением ОСА.

Дальнейший процесс снижения содержания кислорода, если его не удастся приостановить, не ограничится Антарктидой и Сибирью, а будет иметь глобальный характер. ГП может вызвать разрушение огромных залежей метангидратов, что сделает процесс необратимым. Опасные проявления такого процесса обнаружили британские ученые. Недавно в Интернете прошло сообщение об обнаружении ими сотен струй метана, поднимающихся с морского дна западнее Норвегии. Российскими учеными аналогичные массовые выделения метана из морского дна установлены у северного побережья Сибири. Это очень опасные симптомы! А какая часть метана окисляется кислородом в водной среде и как это влияет на состояние морской фауны и флоры?

Эпохи полного или частичного разрушения ОСА, а также сопровождающее его ГП и снижение содержания кислорода в ПСА Земли предположительно имели место быть и в прошлом. Наиболее яркие примеры: рубежи девон-карбон, триас-юра. В конце девонского периода вымерли гигантские ракообразные, а в каменноугольном – расцвет растительного царства; в триасе – массовая гибель динозавров, а следом в юрском периоде – вторая по значимости эпоха интенсивного угленакопления. Характерно то обстоятельство, что массовая гибель постигла наиболее крупных представителей животного мира, для которых снижение содержания кислорода и повышение углекислого газа оказалось губительным. По-видимому, в более позднее в геологическом исчислении время та же участь постигла мамонтов, шерстистых носорогов, саблезубых тигров.

Рост содержания в ПСА углекислого газа в кислорододефицитные эпохи создавал благоприятные условия для последующего развития растительности. Непосредственно следующие за кислорододефицитными эпохами эпохи буйного расцвета растительного царства, продуцирующего кислород в ПСА, способствуя также восстановлению защитных функций озонового ее слоя.

Надо надеяться, что человеческую цивилизацию не постигнет судьба динозавров. Но сумеем ли мы вовремя осознать надвигающуюся опасную ситуацию и предпринять меры для ее, если не предотвращения, то, по крайней мере, минимизации опасных последствий.

Разрушение ОСА, по-видимому, начинается с Сибири в силу господствующих здесь в течении большей части года антициклонической безветренной погоды и наличия мощных техногенных и природных источников диссипации метана. По аналогии с предшествующими кислорододефицитными эпохами первой жертвой может оказаться популяция белых медведей Арктики. Но не исключено, что вскоре, если не будут приняты радикальные меры, этот процесс примет глобальный характер. И грозит человеческой цивилизации не ГП, а истощение содержания кислорода ПСА.

**Что необходимо предпринять незамедлительно?** Приведенные в настоящем сообщении представления нельзя считать полностью доказанными. Вопросов пока больше, чем ответов. А выход надо искать сообща учеными и специалистами различных профилей. Не может быть, что человечество постигнет судьба динозавров! Сейчас неимоверными усилиями и громадными затратами человечеством накоплены избыточные средства для того, чтобы резко усилить процесс разрушения ОСА: глобальный ядерный конфликт может послужить триггером. В сложившейся ситуации он грозит гибелью всего животного мира за исключением его низших анаэробных форм! Не исключено, что сопоставимые по стоимости усилия

потребуется для того, чтобы предотвратить глобальную катастрофу и при исключении ядерной угрозы.

Первое, что нужно предпринять, это привлечь внимание в первую очередь научной общественности к грозящей человеческой цивилизации катастрофе. Настоящее сообщение – первый шаг в этом направлении. Для более углубленного изучения проблемы и ответа на сформулированные вопросы необходимо:

- метеорологам и климатологам: организовать в проблемных регионах мониторинг истинных содержаний кислорода, озона, углекислого газа и метана в ПСА (парциальная плотность газов для этих целей не годится!) и выполнить сопряженный анализ полученных данных со сведениями о состоянии ОСА и положением известных источников техногенной эмиссии метана; оповещать население о наличии озоновых дыр.

- специалистам угле- и нефтегазодобывающей промышленности: разработать комплекс конкретных мероприятий для радикального снижения техногенных и природных выбросов метана в атмосферу. Начать их незамедлительное осуществление (учесть при этом, что сжигание попутных углеводородных газов на нефтяных промыслах – не лучший выход!).

- гидрогеохимикам: на площадях зон метанового окисления угольных и нефтегазовых месторождений выполнить сопряженный анализ содержаний метана, кислорода и углекислого газа в родниках и открытых водотоках для оценки масштабов природной диссипации метана в атмосферу и потери при этом кислорода.

- геологам: на основании анализов газово-жидких включений в минералах осадочных пород реконструировать характер изменения газового состава атмосферы на критических рубежах (девон-карбон, триас-юра).

- врачам-пульманологам: в проблемных регионах изучить динамику бронхолегочных заболеваний, сопровождаемых гипоксией; инициировать необходимость разработки и массового производства эффективных средств оказания помощи таким больным в домашних условиях.

- физиотерапевтам: разработать и довести до сведения населения проблемных регионов Сибири рекомендации для защиты от избыточного ультрафиолетового излучения Солнца в условиях «дырявого» ОСА (загорать нельзя категорически – это однозначно!).

УДК 622.031(571.17)

## **ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОЦЕНКИ ГАЗОДИНАМИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ НА УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ И ПРОГНОЗ КАТАСТРОФИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ**

**<sup>1</sup>Грицюк Я.М., <sup>1</sup>Кочеткова В.М., <sup>1</sup>Холявко Г.Р., <sup>2</sup>Епифанцев О.Г., <sup>2</sup>Плетенчук Н.С.**

**1 - ООО «Аэрокосмическая партия»**

**2 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»**

**г. Новокузнецк, Россия**

Настоящее сообщение является завершающей частью предыдущей статьи [12], в которой рассмотрены геологические аспекты проблемы газодинамической опасности на угледобывающих предприятиях Кузбасса. Опираясь на них, как на теоретическое обоснование, в настоящем сообщении приведена характеристика методов оценки напряженно-деформированного состояния горных пород в массиве (НДСГПМ) в современную эпоху, глубинного газогидродинамического районирования, классификации, моделирования, прогноза места и времени катастрофических явлений на угледобывающих предприятиях Кузбасса. Сформулированы также конкретные организационные мероприятия, ориентированные на предотвращение таких катастрофических явлений.

В декабре 2009 г. мы, наконец, после весьма продолжительного ожидания, получили ответ на наши предложения из Кузбасского технопарка, руководство которого в своих про-



граммах неоднократно декларировало в качестве главных задач исследование природы газодинамических явлений на угледобывающих предприятиях Кузбасса и разработку мероприятий по их предотвращению. И что же мы получили? Генеральный директор технопарка П.Н.Акатьев отметил, что наша работа имеет определенный научный интерес и посетовал на малую коммерческую привлекательность наших предложений?! А независимый эксперт, д.т.н., проф. В.П.Потапов (директор ИУиУ СО РАН) в своем отзыве сообщил перечень (далеко не полный) институтов, которые занимаются решением проблемы безопасности угледобычи и порекомендовал опубликовать представленные ему материалы, что мы и пытаемся осуществить, прилагая к нашему сообщению список основных наших публикаций, в которых отдельные аспекты проблемы рассмотрены более детально [1-12]. В заключении рецензент указал, что наши предложения не входят в круг задач, решаемых Кузбасским технопарком (?!).

Таким образом, круг замкнулся. Окончательно установлено, что в Кузбассе, как и в Российской Федерации (это мы выяснили раньше), проблемами изучения горно-геологических условий угледобычи и контроля за адекватностью оценки газодинамической опасности угольных шахт никто не занимается. Необходимость обновления безнадежно устаревших инструкций, регламентирующих такие работы, ни в чьи обязанности не входит. Может быть, Департамент угольной промышленности и энергетики администрации Кемеровской области обратит внимание на это обстоятельство?

**Морфогеодинимическая томография. Объемное моделирование напряженно-деформированного состояния угленородных массивов.** Изложенные в предыдущих статьях [5, 7, 10, 12] представления о механизме формирования современного поля НДСГПМ и характере его отражения в строении и динамике современного рельефа поверхности послужили обоснованием для разработки алгоритма решения обратной задачи, обеспечивающего возможность по известным характеристикам динамики развития рельефа поверхности расшифровать современное состояние поля напряженно-деформированного состояния угленородных массивов Кузбасса в объемном варианте. Такой алгоритм и составляет основную сущность предложенного метода морфогеодинимической томографии угольных месторождений [11].

В процессе разработки и реализации метода на отдельных разрозненных участках исполнители убедились в том, что ни в коем случае нельзя нарушать основополагающее методологическое требование - выполнение работ способом последовательной детализации (от общего к частному). К тому же только в пределах угольного бассейна в целом можно иметь достаточное количество эталонов - участков, на которых зафиксированы катастрофические явления на угледобывающих предприятиях, для количественно обоснованной классификации соответствующих морфогеодинимических ситуаций, формирования их морфогеодинимических моделей и прогноза аналогичных ситуаций в многомерном признаковом пространстве картографической структурно-аналитической базы данных.

Методика морфогеодинимической томографии включает два существенно дополняющих друг друга вида работ: структурное дешифрирование аэрокосмофото-материалов и построение трехмерных морфогеодинимических моделей НДСГПМ.

Структурное дешифрирование аэрокосмофото-материалов выполняется способом последовательной детализации, что позволяет выделить газоносные купольно-кольцевые структуры и активные разломы (линеаменты) различных масштабных рангов: трансрегиональные, региональные, зональные и локальные. Линеаменты, в свою очередь, классифицируются по кинематическим характеристикам с выделением взбросов, надвигов и поддвигов, сбросов, раздвигов, сдвигов. Таким образом, этот вид работ в полном объеме решает задачи геодинамического районирования угольных месторождений [1]: выделение геологических блоков и трассирование на поверхности разделяющих их активных в современную эпоху разломов.

Построение трехмерных морфогеодинимических моделей НДСГПМ реализуется вычислением пространственно-координированных характеристик суперпозиции вершинного и

базисного гипсометрических полей современного рельефа. Вершинное поле задается тремя координатами структурных точек на водораздельных пространствах. Его морфология отражает положение осредненного уровня исходной (мел-палеогеновой) поверхности выравнивания и характер ее последующих сводово-блоковых деформаций на неотектоническом этапе. Базисное поле задается абсолютными отметками речной сети в характерных структурных точках. Базисная поверхность, в отличие от более консервативной вершинной, в геологическом смысле мгновенно реагирует на изменение характера рельефообразующих процессов: интенсивным врезанием и понижением при сжатии горных пород и воздымании структур, а также значительно более слабым погружением при оседании рельефа над зонами растяжения. Наиболее важные характеристики динамики современного рельефа отражены в морфологии поверхности энергии рельефа, вычисляемой как разность вершинной и базисной поверхностей.

С использованием стандартных приемов трансформации потенциальных полей вычисляются осредненные значения структурных гипсометрических полей на поверхности и на заданных глубинных уровнях. Для всех трех полей и для всех заданных глубинных уровней вычисляются поля остаточных аномалий и стандартных их отклонений, которые используются для вычисления интегрального показателя НДСГПМ-геодинамического индекса. Для его вычисления программными средствами ГИС ПАРК используется эмпирическая формула, суммирующая нормированные по математическим ожиданиям значения поля энергии рельефа, его стандартного отклонения и стандартных отклонений вершинного и базисного полей. Таким образом, значения геодинамического индекса одновременно отражают энергию и скорость современных рельефообразующих процессов, обусловленных дифференциацией НДСГПМ, а сведение наиболее информативных морфогеодинимических данных в одном показателе обеспечивает возможность полноценного визуального анализа графических результатов. Вычисленные на ЭВМ погоризонтные планы значений геодинамического индекса дополняются серией его вертикальных разрезов, отстраиваемых по заданным направлениям. Именно на разрезах содержится в наиболее наглядном виде информация о НДСГПМ.

Результаты ранее выполненных работ по морфогеодинимической томографии в пределах отдельных участков Кузбасса однозначно свидетельствуют о соответствии фоновых (наиболее распространенных) значений геодинамического индекса блокам горных пород со стабилизированным состоянием НДСГПМ в современную эпоху, высокие его значения соответствуют условиям сжатия, а низкие - растяжения.

На площадях преобладающего в Кузбассе пологого моноклиального и субгоризонтального залегания угленосных отложений наблюдается мозаичное чередование участков преобладающего их сжатия или растяжения с преимущественно меридиональной ориентировкой изолиний геодинамического индекса в плане. Градиентными зонами поля геодинамического индекса отражается положение границ геодинамических блоков, соответствующих дешифрированным на аэрокосмофотоматериалах активным в современную эпоху разломам.

Газодинамические структуры, дешифрированные в качестве купольно-кольцевых форм, находят достаточно четкое отражение в объемных моделях НДСГПМ. Газовым купольным поднятиям соответствуют характерные суперпозиции полей геодинамического индекса в вертикальных разрезах: линзообразные области растяжения угленосных отложений здесь перекрываются безугольными породами, испытывающими в современную эпоху напряжения сжатия. Первые рассматриваются в качестве геодинамических коллекторов метана, а вторые - геодинамических экранов. Субвертикальные газодинамические каналы (СГДК) в пределах газовых купольных поднятий фиксируются в виде трубообразных структурных форм с извилистыми очертаниями, секущих угленосные свиты и перекрывающие их безугольные отложения.

Сквозные линейные структуры оседания фиксируются протяженными отрицательными аномалиями значений геодинамического индекса, прослеживающимися по простиранию на поверхности преимущественно в меридиональном направлении и на более глубокие горизонты в виде субвертикальных или крутонаклонных структурных форм. Таким образом, ре-

зультаты морфогеодинимической томографии НДСПМ являются важным шагом на пути создания адекватной компьютерной модели инженерно-геологических и газодинамических условий эксплуатации угольных месторождений Кузбасса, в ставшем модным в настоящее время формате 3D.

**Классификация, моделирование и прогноз экстремальных ситуаций.** Признание геологической природы катастрофических явлений на угледобывающих предприятиях открывает путь к их классификации, моделированию и локализации мест их наиболее вероятного проявления в будущем средствами современных человеко-машинных технологий. В первую очередь, следует особо оговориться, что наши работы ориентированы не на прогноз катастрофических явлений как таковых (здесь случайные или систематические(?) «человеческие факторы» могут оказаться решающими), а на прогноз места (где?) и времени (когда?) нарушения технологической дисциплины или требований техники промышленной безопасности могут повлечь за собой самые губительные последствия. Другими словами, речь идет о классификации, моделировании и прогнозе экстремальных ситуаций, определяемых неблагоприятным сочетанием горно-геологических факторов, в первую очередь напряженно-деформированным состоянием углепородных массивов.

В качестве эталонов экстремальных ситуаций будут использованы приведенные к единой системе координат участки угольных шахт и разрезов, где зарегистрированы катастрофические явления: газодинамические, интенсивные суфлярные выделения метана, горные удары, обрушение подземных выработок и бортов карьеров, самовозгорание углей и т.п.

В процессе морфогеодинимической томографии территории Кузбасса будет создана морфогеодинимическая часть компьютерной картографической базы данных, включающая набор стандартных трансформаций структурных гипсометрических полей, которые будут использованы для решения задач классификации, моделирования и прогноза экстремальных ситуаций. Для этих же целей картографическая база данных будет пополнена геологическими, геофизическими и физико-географическими (ландшафтное районирование) данными.

Методы решения перечисленных задач и последовательность операций заложены в технологии ГИС ПАРК и ориентированы на прогноз месторождений полезных ископаемых, землетрясений и других геологических объектов или явлений. Ее реальные возможности ранее неоднократно реализованы нами при решении указанных задач, что позволяет надеяться на положительные результаты и при решении задач классификации, моделирования и прогноза катастрофических явлений на угледобывающих предприятиях Кузбасса.

Программными средствами ГИС ПАРК в диалоговом режиме в первую очередь будет уточнена и обоснована количественно классификация экстремальных ситуаций, основанная на математическом решении задач разделения смесей и выделения их однородных групп в многомерном признаковом пространстве структурно-аналитической базы данных. При этом может оказаться, что экстремальные ситуации, свойственные различным видам катастрофических явлений, имеют сходную природу и их прогноз может осуществляться одним решающим правилом и, наоборот, какие-то явления могут быть сходными по результирующему эффекту, но природа их окажется различной.

По итогам классификации для каждого выделенного класса будет сформулирована вербальная модель, включающая ранжированный по убывающей значимости перечень информативных градаций признаков, которые зафиксированы на подавляющем большинстве объектов данного класса и редко отмечаются за их пределами. После уточнения моделей экстремальных ситуаций каждого класса осуществляется их автоматизированный прогноз по принципу решения задач распознавания образов: количественная дифференциация степени сходства всей исследованной площади с заданными эталонами в многомерном признаковом пространстве картографической базы.

**Глубинное газогидродинамическое районирование.** Нахождение большей части угольного метана в углепородных массивах Кузбасса в составе углекислотно-водно-метановых флюидов [8] предопределяет необходимость глубинной газогидродинамической интерпретации объемной модели НДСПМ, что призвано не только обеспечить более глубо-

кое понимание исследуемых явлений, но и возможность сформулировать важные практические следствия для решения вопросов водоснабжения, безопасного захоронения загрязненных промышленных и бытовых стоков, поисков новых источников минеральных вод. При детализации работ до масштабов угольных районов и месторождений результаты глубинного газогидродинамического районирования обеспечат дифференцированную оценку ожидаемых водопритоков в угольные шахты и разрезы. Адекватная оценка глубинной гидрогеологической ситуации особенно важна для угольных шахт, где осуществляется или планируется гидродобыча угля.

Уже первые попытки газогидродинамической интерпретации объемных моделей НДСГПМ на разрозненных участках показали, что только в зоне активного водообмена, пространственно совпадающей с зоной газового выветривания, динамика подземных вод соответствует традиционным гидрогеологическим закономерностям; в более глубоких горизонтах, в зоне замедленного и весьма замедленного водообмена, она уже определяется, в первую очередь, динамикой наиболее подвижной газовой составляющей господствующих здесь углекислотно-водно-метановых флюидов в соответствии с ламинарным (закон Дарси) или турбулентным (закон Фика) законами фильтрации [8].

Нижняя граница зоны активного водообмена фиксируется положением осредненной базисной поверхности. С привлечением результатов выполненного ранее ландшафтного районирования в пределах зоны активного водообмена можно будет выделить подзоны с промывным, непромывным и выпотным характером газоводообмена поверхностных и подземных вод с характерными отличиями в поведении метана в пределах указанных подзон. Уточняется также положение области питания подземных вод - ей являются не водораздельные наиболее возвышенные участки рельефа (они сложены очень слабо проницаемыми породами), а выходы на поверхность зон растяжения в виде водораздельных седловин и верхних частей высокопорядковых эрозионных форм, которые в Кузбассе обычно не имеют постоянных водотоков.

В более глубоких горизонтах литосферы, в зонах замедленного и весьма замедленного водообмена динамика господствующих здесь углекислотно-водно-метановых флюидов определяется не стратиграфическим фактором, как считают гидрогеологи, а дифференциацией НДСГПМ.

В пределах зоны замедленного водообмена (а именно здесь сосредоточены основные источники опасных газодинамических явлений и углеметановые месторождения с промышленными запасами извлекаемого водорастворенного метана) выделяются подзоны двух принципиально различных типов. В первом из них циркуляция подземных вод осуществляется в пределах протяженных сквозных субвертикальных зон растяжения горных пород, в которых углекислотно-водно-метановые флюиды подвергнуты многовековой естественной дегазации. Во втором типе подзон те же флюиды с высоким парциальным давлением газовой составляющей заключены в локальных резервуарах (коллекторах), экранированных с поверхности слабо проницаемыми породами, испытывающими в современную эпоху напряжения горизонтального сжатия.

Положение нижней границы зоны замедленного водообмена будет определено на морфогеодинимических разрезах по скачкообразному уменьшению дифференциации НДСГПМ. Полное ее исчезновение предполагается у основания зоны весьма замедленного водообмена, где предполагается полное нивелирование проявляющейся в динамике современного рельефа дифференциации НДСГПМ. Вероятно, на этих глубинах будут зафиксированы каналы (газогидродинамические окна) подтока нефтяного метана.

Большинство пионерных углеметановых скважин в пределах Ерунаковского района вскрыли сквозную газоводопроницаемую подзону растяжения в пределах гидродинамической зоны замедленного водообмена. Содержание извлекаемого водорастворенного метана в угольных пластах и углевмещающих породах здесь пониженное, и поэтому нельзя рассчитывать на длительную и рентабельную газодобычу, а исследовать эти скважины как возможные

источники водоснабжения окрестных населенных пунктов высококачественной питьевой водой безусловно целесообразно.

**Прогноз времени.** Прогноз времени, когда вероятность катастрофических явлений на угледобывающих предприятиях наиболее высока, вполне осуществимая задача. Для этого потребуются длительное время (не менее года) синхронного наблюдения за интенсивностью выделения метана в подземные горные выработки и поверхностные источники, а также за вариациями сейсмоакустической эмиссии горных пород на сети наблюдательных пунктов, с одной стороны, а также регистрация количественных показателей большого перечня астрономических и погодных факторов - с другой. Последующая статистическая обработка полученных данных с использованием гармонического и корреляционного анализов обеспечит количественную оценку влияния каждого фактора в отдельности и их совокупного воздействия на вероятность катастрофических явлений различных классов. Следует оговориться, что выполнение таких работ целесообразно только в том случае, если за ними последует подготовка на уровне области законодательных актов, подобных закрепленным в Горном законе Великобритании.

После отбора ограниченного числа наиболее информативных астрономических и погодных показателей необходимо осуществить их проверку на основании «ретропрогноза» - подтвердить (или опровергнуть?) их эффективность в отношении «предсказания» различных классов катастрофических явлений, имевших место ранее на угледобывающих предприятиях Кузбасса.

О том, что задача прогноза времени, опасного в отношении проявления катастроф на угледобывающих предприятиях Кузбасса может быть решена, свидетельствуют рассмотренные ранее [3, 4, 12] представления о геологической природе механизмов, определяющих геодинамическую активность углепородных массивов. Об этом же свидетельствуют положительные результаты исследований этой проблемы в глобальном масштабе во ВНИМИ (Д.В. Яковлев, Б.Г. Тарасов) и, по существу любительские наблюдения в Кузбассе (Л.М. Лазаревич, И.И. Никонов). В наиболее общем виде можно уже сейчас утверждать, что в зимнее время в условиях господствующей антициклональной погоды, определяющей высокое атмосферное давление, пониженное содержание в ней кислорода при ослабленном влиянии приливно-отливных напряжений в углепородных массивах из-за низкого положения Солнца газодинамические явления на угольных шахтах Кузбасса маловероятны. В остальное время года, в соответствии с представлениями перечисленных выше исследователей, «критические дни» в первом приближении обуславливаются резким падением атмосферного давления в течение трех-четырех дней после полнолуния или новолуния. И, наконец, необходимо еще раз подчеркнуть, что без заверения результатов рекомендуемых наблюдений законодательными актами подобные работы превратятся в еще одну попытку удовлетворения собственной любознательности исполнителей.

Предполагается, что решение задачи прогноза времени опасных газодинамических явлений на угледобывающих предприятиях Кузбасса, в конечном счете, окажется довольно простым и очевидным и его удастся подтвердить ретропрогнозом, но принятию ответственных решений должны предшествовать кропотливый и обстоятельный сбор и анализ фактических данных.

**Поиски углеметановых месторождений.** Для обустройства метановых промыслов, рассчитанных на добычу сорбированного в угольных пластах метана, постановки каких-либо специальных поисковых работ не требуется. Такой метан есть везде, где есть угольные пласты, которые на территории Кузбасса разведаны достаточно детально. Здесь же речь идет о поисках углеметановых месторождений, содержащих водорастворенный извлекаемый метан в количествах, обеспечивающих длительное рентабельное функционирование газовых промыслов. Только эксплуатация таких месторождений может обеспечить планируемый на 2015 г. объем добычи угольного метана на уровне 1,5 млрд. кубометров.

Предварительно положение углеметановых месторождений может быть намечено уже на стадии целенаправленного структурного дешифрирования аэрокосмофотоматериалов и

топографических карт, на которых такие месторождения фиксируются в качестве купольно-кольцевых структур [7, 11, 12]. Полевая заверка предположительно газоносных купольно-кольцевых структур может осуществляться проведением газогидрогеохимического опробования источников подземных вод.

Предварительная оценка масштабов месторождений может быть дана исходя из размеров дешифрованных купольно-кольцевых структур и с учетом их геологической позиции. Большинство выявленных к настоящему времени предположительно газоносных купольно-кольцевых структур расположено на выходах безугольных отложений в кровле наиболее продуктивных свит с промышленной угленосностью при залегании последних на глубинах, недоступных для шахтного вскрытия в ближайшем будущем.

Предполагается, что в таких месторождениях залежи извлекаемого водорастворенного метана локализованы в геодинамических коллекторах (литологические коллекторы в Кузбассе отсутствуют) в углевмещающих породах и в угольных пластах, в том числе нерабочей мощности.

Объемные параметры метановых залежей в дальнейшем могут быть установлены по результатам морфогеодинимической томографии, на основании которой также определяются места заложения опытно-эксплуатационных скважин, испытание которых позволит оценить запасы извлекаемого метана с учетом планируемой технологии газодобычи. Эти результаты послужат основанием для включения запасов метана в государственный баланс, что, в свою очередь, послужит основанием для обустройства газовых промыслов.

**Практические рекомендации.** Сформулированные ниже организационные мероприятия подготовлены в расчете на то, что у властных структур Кемеровской области когда-нибудь появится понимание необходимости восстановления централизованной геологической службы, осуществляющей методическое руководство и контроль за выполнением работ по оценке горно-геологических условий и газодинамической опасности эксплуатации угольных месторождений на стадии разведки и проектирования угледобывающих предприятий.

В составе Департамента угольной промышленности и энергетики необходимо создать специальный орган, наделенный соответствующими властными полномочиями для организации и осуществления контроля над выполнением перечисленных ниже организационных мероприятий.

1. Подготовка и утверждение новой версии Инструкции (временных указаний?) по оценке горно-геологических условий и газодинамической опасности эксплуатации угольных месторождений Кузбасса. В новой версии Инструкции... должны быть учтены современные представления о дифференциации напряженно-деформированного состояния углепородных массивов и фазовых состояниях угольного метана, а также современных технологий угледобычи. К подготовке Инструкции... целесообразно привлечь ученых и специалистов ВНИМИ (г. Санкт-Петербург).

2. Морфогеодинимическая томография Кузнецкого угольного бассейна с составлением объемной компьютерной модели НДСПМ в масштабе 1:200 000; классификация, моделирование и прогноз мест вероятного проявления катастрофических явлений на угледобывающих предприятиях.

3. Бурение тестовых углеразведочных скважин с отдельным опробованием и последующим определением ад- и абсорбированных форм метана в углях и водорастворенных - в углях и углевмещающих породах для адекватной оценки газодинамической опасности шахт и отдельных добычных участков.

4. Для обоснования методики прогноза времени вероятных катастрофических явлений на угледобывающих предприятиях осуществить синхронные наблюдения показателей газообильности на тестовых участках угольных шахт и интенсивности сейсмоакустической эмиссии углепородных массивов, а также астрономических и погодных факторов.

5. Инициировать учреждение на горных факультетах ведущих университетов области кафедр «Инженерная геология и газогидродинамика угольных месторождений», на которых сосредоточить научное сопровождение выполнения предлагаемых программ, а также организовать постоянно действующие курсы повышения квалификации геологов и специалистов газовой службы угледобывающих предприятий Кузбасса.

6. Обсудить с учеными и специалистами Геофизической службы СО РАН возможности обустройства на территории Кузбасса вибросейсмических установок для предотвращения катастрофических газодинамических явлений на угледобывающих предприятиях и повышения газоотдачи на метановых промыслах.

Выполнение перечисленных мероприятий обеспечит приближение состояния уровня безопасности угледобычи к таковому в развитых угледобывающих странах, в которых аварии с человеческими жертвами являются действительно чрезвычайными случаями.

К сожалению, уповать на то, что разворачиваемые работы по добыче угольного метана снизят опасность шахтеров, не приходится. Добыча метана ведется и планируется на участках, где добыча угля в настоящее время не может быть организована в принципе из-за глубины залегания угольных пластов. А дегазация угленосных массивов эксплуатируемых и проектируемых шахт с поверхности буровыми скважинами практически не ведется. Не должно расхолаживать нас и то обстоятельство, что в последнее время на угольных шахтах Кузбасса обходится без опасных аварий - этому, в первую очередь, способствовали благоприятные погодные условия - преобладание антициклональной погоды с высоким атмосферным давлением и относительно низким содержанием кислорода в приземном слое атмосферы.

Впрочем, нереально предполагать, что пренебрежительное отношение к геологическим факторам безопасности угледобычи в Кузбассе будет легко преодолено. В этой ситуации не следует в случае катастроф с многочисленными человеческими жертвами предъявлять претензии к проектировщикам угледобывающих предприятий. Ведь они вынуждены пользоваться сведениями о горно-геологических условиях и газодинамической опасности, представленных геологами на основании безнадежно устаревших инструкций.

#### Список литературы

1. Батугина И.М., Грицюк Я.М., Урущадзе Н.Р. О динамическом районировании шахтных полей//Безопасность труда в промышленности. №1. - 1981. - С.53-54.
2. Грицюк Я.М. Аэрокосмогеология. Новые задачи - новые методы//Материалы научно-практической конференции: Геологическое строение и полезные ископаемые Алтае-Саянской складчатой области. - Кемерово-Новосибирск: 1999. - С.26-29.
3. Грицюк Я.М. Неотектоника и современная геодинамика Алтае-Саянско-Хангайской области. Поиски критериев детального сейсмического районирования // Сейсмология в Сибири на рубеже тысячелетий. Материалы Международной геофизической конференции. - Новосибирск: 2000. - С.266-269.
4. Грицюк Я.М. Детальное сейсмическое районирование территории Кемеровской области. Первые результаты и перспективы//ТЭК и ресурсы Кузбасса, 2001, №2. - С81-83.
5. Лельчук В.И., Кочеткова В.М., Грицюк Я.М. Геодинамическое районирование угольных месторождений Кузбасса// «ТЭК и ресурсы Кузбасса». №2, 2001. - С.84-85.
6. Грицюк Я.М., Лельчук В.И. К программе геодинамически и экологически безопасной угледобычи в Кузбассе // Материалы IV Международной научно-практической конференции: «Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири». Кемерово, 2001. - С.48-50.
7. Грицюк Я.М., Лельчук В.И., Лазаревич Т.И., Золотых С.С., Шабаров А.Н., Гончаров Е.В., Лермонтов Ю.С. Прогноз местонахождений метановых аномалий на основе геодинамического районирования // Материалы Международного рабочего совещания: «Геодинамическая и экологическая безопасность при освоении месторождений газа» (дополнительный сборник). Спб., 2001. - С.201-207.

8. Грицюк Я.М., Кочеткова В.М., Холявко Г.Р. Флюидный режим углеметановых месторождений Кузбасса и его связь с современной геодинамикой // Проблемы поисковой и экологической геохимии Сибири. Томск, 2003. - С.149-151.

9. Грицюк Я.М. Горно-геологические условия эксплуатации угольных месторождений Кузбасса предопределяет современная геодинамика // Материалы X Международной научно-практической конференции: «Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири». Кемерово, 2004. - С.57-58.

10. Грицюк Я.М., Кочеткова В.М. Морфогеодинимическая томография угольных и углеметановых месторождений Кузбасса / Гидрогеология, инженерная геология и гидроэкология. - Томск: 2005. - С.51-58.

11. Грицюк Я.М., Кочеткова В.М., Холявко Г.Р. Морфогеодинимическая томография - оперативный метод поисков нефтегазоносных структур в пределах Бийско-Барнаульской впадины // Природные ресурсы Горного Алтая. - Горно-Алтайск: №2, 2006. - С.86-90.

12. Грицюк Я.М., Епифанцев О.Г. Оценка горно-геологических и газодинамических условий угледобычи в Кузбассе // Международная научно-практическая конференция: Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. 2009. - С. 284-291.

УДК 622.411.33

## УТИЛИЗАЦИЯ МЕТАНА

*Серегин Г.С.*

**ОАО «ОУК «Южскузбассуголь»**

*г. Новокузнецк, Россия*

В настоящее время в одном из осложняющих факторов при разработке угольных пластов подземным способом – является высокая метанообильность. В результате чего снижаются нагрузки на очистные и подготовительные забои, возрастает себестоимость 1т угля, а также значительно снижается безопасность ведения горных работ. Кроме того происходящие негативные изменения климата актуализируют необходимость утилизации шахтного метана, а реализация международных механизмов по эмиссионной торговле (Киотский протокол, добровольные сертификаты) создает экономические предпосылки для эффективной выработки электрической и тепловой энергии из парниковых газов.[1]

По данным Росгидромета, основной вклад в антропогенную эмиссию (выбросы) парниковых газов в России вносит углекислый газ (диоксид углерода), доля которого в общем выбросе парниковых газов составляет около 80 %. Вклад метана равен 16 %, закиси азота и фторсодержащих соединений — примерно 2 %. Антропогенная эмиссия CO<sub>2</sub> связана, в основном, с использованием ископаемого топлива и вторичных энергоносителей — продуктов его переработки. Начиная с 1999 г. имеет место устойчивый рост эмиссии, связанный с общими положительными тенденциями в экономике России.[2]

**Опыт применения комплекса по утилизации метана в СНГ.** Опыт работы КТЭС в 1,36 МВт на шахте № 22 «Коммунарская» шахтоуправления «Донбасс»

Данная установка введена в работу 27.01.2009 г. Выработка электроэнергии по сентябрь 2009 г. составила 2,5 млн кВт·ч. За время работы установки из-за низкого качества газа, наличия различных примесей в виде солей калия и магния, повышенной влажности было 48 остановок КТЭС. В первые 6 мес., до переноса станции из-за пыли подальше от угольного склада, газовые фильтры менялись каждые 3-4 дня. Один раз в месяц проводится промывка сетки клапана управления подачи газа от закристаллизованных солей.

Показатели работы КТЭС после переноса ее от угольного склада (за период 23.07.2009 – 27.09.2009 г.):

выработка электроэнергии – 1 310 314 кВт·ч

машинное время работы – 1 316 ч



среднечасовая нагрузка за время работы – 996 кВтч

количество календарных дней за период – 66

количество дней работы установки – 54,8

коэффициент использования:

\* расчетный (6240 ч в год) – 71 %

\* фактический – 83 %

концентрация метана – 45-50 %

снижение выбросов в пересчете на CO<sub>2</sub> – 5500 т.

**Опыт эксплуатации КТЭС на шахте им. С. М. Кирова ОАО «СУЭК-Кузбасс».** В ОАО «СУЭК-Кузбасс» в конце 2008 г. организовано Специализированное управление по дегазации и утилизации шахтного метана, в область деятельности которого входит подземная дегазация (пластовая и из выработанного пространства), дегазация с поверхностных скважин, обслуживание мобильных дегазационных станций и утилизационных установок, в том числе когенерационных КТЭС. На передвижной наземной вакуум-насосной станции ПДУ № 51/7 шахты имени С.М.Кирова установлена контейнерная теплоэлектростанция ТВГ 620 V 12 фирмы Дойц мощностью 1 мегаватт вырабатываемой электроэнергии в час.

В феврале 2008г. были закончены опытно-промышленные испытания миниТЭС и в настоящее время электростанция успешно эксплуатируется. На сегодняшний день электростанцией выработано 474000 кВт/ч. Электроэнергии, которая используется для нужд шахты. [1]

**Принципиальная технологическая схема комплекса по утилизации метана.** Метановоздушная смесь из шахты от вакуум-насосной станции (ВНС) поступает на контейнерную теплоэлектростанцию (КТЭС), а в случае остановки КТЭС или в случае избыточного количества газа – в промежуточный резервуар. На КТЭС происходит утилизация метана и выработка электрической и дополнительно, выработка тепловой энергии. Электрическая энергия от генератора на 400В установленного на КТЭС через повышающий трансформатор 0,4/6кВ передается к потребителю, а тепловая энергия посредством трубопроводов идет на обогрев трубопроводов с МВС, а в зимний период дополнительно на калорифер шахты (рисунк 1). Для работы газового двигателя КТЭС концентрация метановоздушной смеси должна быть не менее 35%, при влажности не более 90%.

Шахтный метан транспортируется от вакуум-насосной станции (ВНС) в контейнерные теплоэлектростанции. ВНС имеют производительность 45, 90, 135, 180 м<sup>3</sup>/мин, и оснащаются вакуумными насосами производительностью 45м<sup>3</sup>/мин при рабочем давлении 0,9-1,1 бар.

Непосредственная утилизация метана, выработка электрической и тепловой энергии производится на контейнерной теплоэлектростанции. Контейнерная теплоэлектростанция изготовлена немецкой компанией Pro 2 Anlagentechnik GmbH

Подача метано-воздушной смеси на КТЭС осуществляется от вакуум-насосной станции расположенной на промплощадке шахты. Высокая относительная влажность и влагосодержание МВС препятствуют стабильной работе КТЭС. Для стабилизации работы КТЭС предусматривается система осушки газа.

Осушка газа заключается в охлаждении МВС в теплообменнике, а охлаждающей средой является вода. Охлаждение МВС ниже температуры насыщения (точки росы) вызывает конденсацию водяного пара. Образующийся конденсат отделяется от МВС на фильтре-влагоотделителе. Затем МВС подогревается в теплообменнике, для того чтобы предотвратить обмерзание труб в зимний период.

Фильтры-влагоотделители, установленные в модуле дополнительного оборудования к КТЭС предназначены для отделения влаги, образующейся по пути следования МВС от ВНС до КТЭС.

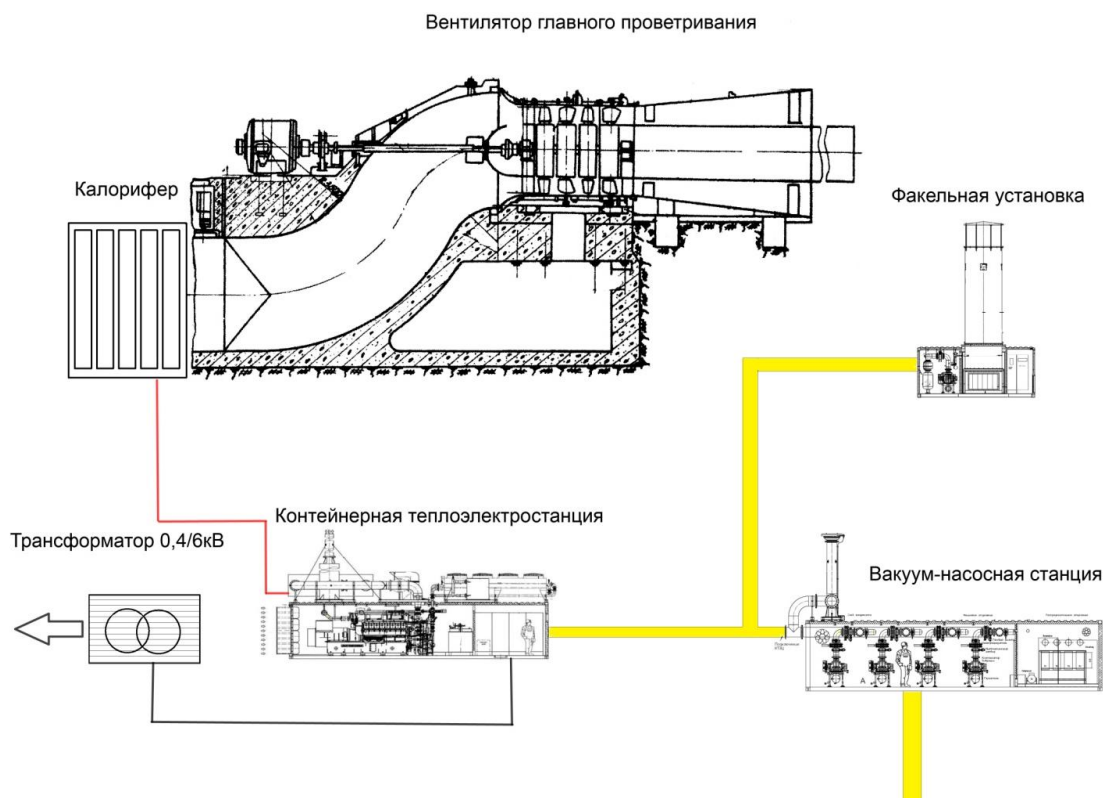


Рисунок 1 – Технологическая схема комплекса по утилизации метана

Вырабатываемую электроэнергию передают в общую сеть через повышающие трансформаторы 0,4/6 кВ. Обоснование этому следующее:

- электрооборудованию непосредственно КТЭС нужно напряжение в 400 В;
- генераторы на 400 В являются самыми распространенными, соответственно и преимущества в сроках изготовления, ремонте и стоимости;
- синхронизацию на 400 В легче выполнить, чем на 6 кВ.

Факельная установка предназначена для утилизации шахтного газа, с концентрациями метана в МВС не менее 25% и содержанием чистого метана не менее 8м<sup>3</sup>/мин.

**Экономический эффект.** Для оценки экономического эффекта от внедрения проекта и сроков окупаемости – произведем укрупненный расчет чистого дисконтированного дохода.

Наиболее перспективным для внедрения комплекса по утилизации метана является филиал «шахта «Ульяновская» ОАО ОУК Южкузбассуголь. Тк на шахте уже имеется вакуум-насосная установка с насосом PGM Lenntal F240-150/R400-G, тремя насосными установками ВВН-50, а также имеется необходимая инфраструктура для проведения дегазации и утилизации метана. Цена за 1т CO<sub>2</sub> на рынке квот в настоящее время колеблется в диапазоне от 6 до 30 евро/т [6]. В настоящее время на шахте «Ульяновская» ведутся работы по запуску лавы 50-15. С помощью пластовой и барьерной дегазации удастся получить концентрацию метана в МВС 27-28% при производительности насоса F240 60м<sup>3</sup>/мин. Фланговая дегазация пока не работает, тк необходим купол обрушения, который образуется, в след за подвиганием очистного забоя. Так как в настоящее время неизвестно какая будет концентрация метана поэтому в расчетах рассмотрены варианты с применением КТЭС мощностью 1,35МВт и факельной установки, с общим количеством утилизируемого метана – 80тыс. т в эквиваленте CO<sub>2</sub>, с применением только факельной установки с общим количеством утилизируемого метана – 50тыс. т в эквиваленте CO<sub>2</sub> [7] (рисунок 2).

$$ЧДД = Э_{инт} = \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t) \cdot \frac{1}{(1+E)^t} - \sum_{t=0}^T K_t \cdot \frac{1}{(1+E)^t}, \quad (1)$$

где  $\sum_{t=0}^T [R_t - Z_t] \cdot \frac{1}{(1+E)^t}$  - суммарный приведенный эффект;  $\sum_{t=0}^T K_t \cdot \frac{1}{(1+E)^t}$  - суммарные

приведенные капитальные вложения;  $R_t$  - результаты, достигаемые на  $t$ -м шаге расчета;  $Z_t$  - затраты (без учета капиталовложений) на  $t$ -м шаге расчета;  $T$  - временной период расчета;  $t$  - номер шага расчета ( $t=0, 1, 2, 3, \dots, T$ );  $K_t$  - капитальные вложения на  $t$ -м шаге расчета;  $E$  - норма дисконта; принимаем равной 0,2;  $\mathcal{E}_e = R_t - Z_t$  - эффект достигаемый на 1-м шаге расчета;  $\alpha = \frac{1}{(1+E)^t}$  - коэффициент дисконтирования.

Из представленной диаграммы видно, что к 2012 году проект окупает себя при торговле квотами и цене CO<sub>2</sub> 10 евро/т, кроме того эффект возникающий от внедрения проекта составит 928 тыс руб/год. А также есть возможность иметь независимый источник электро-снабжения.

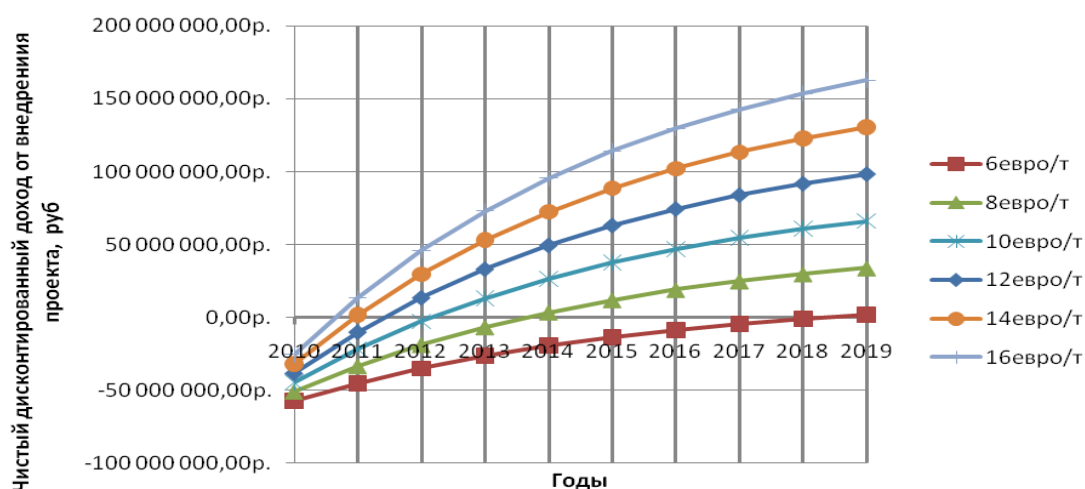


Рисунок 2 – Экономический эффект от внедрения КТЭС мощностью 1,36 МВт и факельной установки КГУУ 5/8

Так же рассмотрен вариант внедрения факельной установки КГУУ 5/8 на шахте «Ульяновская». Расчеты показывают, что в результате осуществления механизма ПСО, в первом случае проект стоимостью 72 млн руб окупает себя через два-четыре года, в зависимости от цены за 1 т CO<sub>2</sub> и в дальнейшем приносит прибыль в размере 13 млн руб (рисунок 3). Во втором случае, проект стоимостью 21 млн окупает себя в течении полутора-трех лет и в дальнейшем приносит прибыль в размере 6 млн. руб.

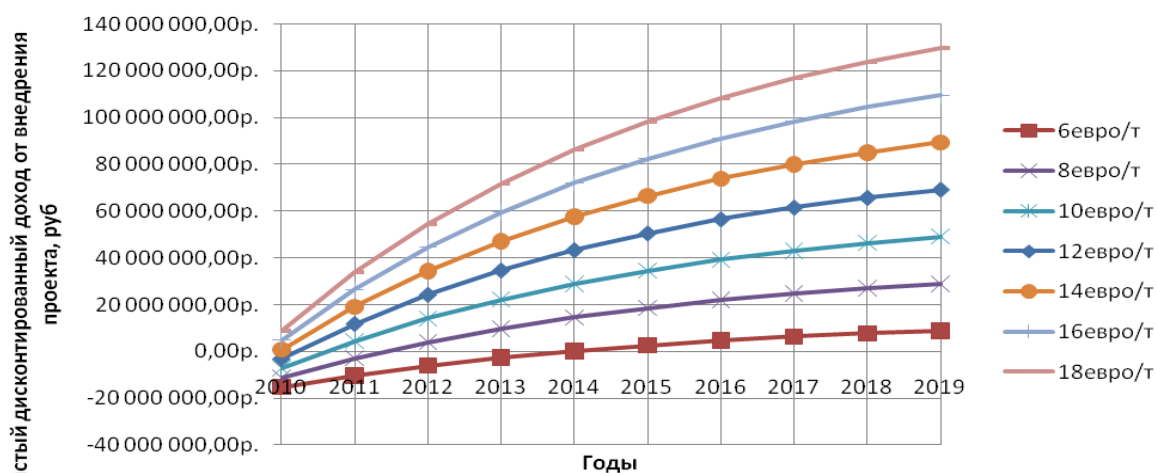


Рисунок 3 – Экономический эффект от внедрения факельной установки КГУУ 5/8

Из представленной диаграммы видно, что к 2012 году проект окупает себя при торговле квотами и цене CO<sub>2</sub> 8 евро/т, кроме того эффект возникающий от уменьшения выбросов метана в атмосферу в результате внедрения проекта составит 580 тыс руб/год.

#### Список литературы

1. Бакхаус С., Безпфлюг В. А., Мазаник Е. В., Хоппе С. Опыт внедрения мобильных ТЭС на шахтном метане // Уголь. – 2009. №11 с 50-54.
2. Зозуля А.Д., Чакветадзе Ф.А., Разумняк Н.Л. Опыт внедрения мобильных ТЭС на шахтном метане // Уголь. – 2008 №1 с 41-45.
3. Региональный отраслевой справочник по технологиям дегазации угольных пластов и утилизации шахтного метана/О. В. Тайлаков, М.К. Дурнин - Новокузнецк: 2008.
4. Журавель Н.М., Чурашев В.Н. Проекты предварительной дегазации угольных пластов: эколого-экономическая эффективность с учетом механизмов Киотского протокола. // Уголь. – 2008 №1 с 34 - 38
5. Федеральный закон. «О федеральном бюджете на 2010 год и на плановый период 2011 и 2012 годов» Ст.3
6. Бакхаус К., Безпфлюг В.А., Мазаник Е.В., Хоппе С. Опыт внедрения и эксплуатации мобильных ТЭС, работающих на шахтном метане // Глюкауф – 2010 №1 с 76-79
7. Дурнин М.К. - Киотский протокол - Источник финансирования безопасности горных работ. // Уголь - 2007 №2 с 58-60

УДК 05.26.01.

### **РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ПРОГНОЗА ПАРАМЕТРОВ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЯ ПРИ НЕРАВНОМЕРНОМ ДВИЖЕНИИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ КУЗБАССА**

***Вишняков М. А., Мячин В.В.***

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия***

Внедрение на шахтах Кузбасса высокопроизводительных очистных и проходческих комплексов качественно изменило шахтерский труд. Скорость движения очистных забоев возросла почти на порядок, достигая 300 м в месяц, протяженность выемочных столбов – 2 км и более, средняя длина очистных забоев составляет в среднем 250 - 300 м, нередко простираясь наполовину протяженности шахтных полей. При этом ежемесячная нагрузка на очистной забой достигает до 500 тыс. тонн в месяц. Так же на порядок увеличилась метанобильность угольных пластов, которая стала составлять: относительная - 130 м<sup>3</sup>/тонну, абсолютная – 150 м<sup>3</sup>/мин. В этих условиях изменились геомеханические процессы сдвижения горных пород, процессы и объемы выделения метана, а нормативная база, регламентирующая управление этими процессами осталась на уровне 80-х годов и не отменена.

Несмотря на достигнутые успехи, недра Кузбасса остаются особо сложной для освоения горно-геологическими условиями. Реакция недр на крупномасштабное промышленное освоение по мере увеличения нагрузки и глубины отработки лишь обостряется, периодически вызывая аварийные ситуации геомеханической и геодинамической природы. Проблемы безопасности подземной добычи по-прежнему остаются приоритетными.

Горные выработки и подземные сооружения горнодобывающих предприятий вследствие существующих условий вентиляции подвержены такому негативному явлению, как формирование местных скоплений газа. В угольных шахтах основным источником таких проявлений является газ метан. Наиболее опасным примером негативного проявления следует признать взрывы и вспышки, приносящие огромные материальные потери и зачастую приводящие к гибели людей. К сожалению, взрывы газа и пыли на угольных шахтах Кузбас-

са, особенно в последние годы, стали доминирующими травмирующими факторами по сравнению с другими видами аварий с групповыми несчастными случаями. Нормативная база, регламентирующая безопасность ведения горных работ на угольных шахтах по пылегазовому фактору, основывается на исследованиях, выполненных в 50 – 60-е годы XX в. За прошедший период существенно не изменилась технология подземной угледобычи, что отрицательно сказывается на факторах риска взрывов газа и угольной пыли. Об этом свидетельствует ряд аварий с массовой гибелью людей, происшедших с 1997 – 2007 гг. на шахтах постсоветского пространства: «Зыряновская», «Тайжина», «Есаульская», «Ульяновская», «Юбилейная».

Как показывает практика, обеспечение надежной пылевзрывозащиты – сложная организационно-техническая задача, решение которой зависит от объективной оценки факторов опасности взрыва.

Основными из них являются:

- нижний концентрационный предел взрываемости пылегазового аэрозоля, образующегося из взвешенной и отложившейся пыли и газа метана;
- масса отложившейся пыли на единицу поверхности и горношахтного оборудования;
- способы и параметры профилактических мероприятий по предупреждению образования взрывчатых концентраций аэрозоля метана и пыли;
- способы локализации взрыва пылегазовоздушных смесей в выработках.

На шахтах Кузбасса, в основном, применяются комбинированные и нагнетательные способы проветривания. При разработке высокогазоносных пологих и наклонных пластов, в том числе и опасных по самовозгоранию угля, применяются на шахтах комбинированные способы проветривания выемочных столбов с использованием поверхностных и подземных газоотсасывающих вентиляторов. Газоотсос производится из выработанного пространства.

На всех угольных предприятиях Кузбасса принят четырехсменный режим работы. На все очистные забои составляется график работ на четыре смены независимо от того, какой комплекс применяется. В графике работ расписаны все операции, которые должны выполняться в четырех сменах, т.е. в течение суток (рисунок 1). Но следует учесть то, что нагрузка на очистной забой между добычными сменами, по разным причинам, распределяется не равномерно.

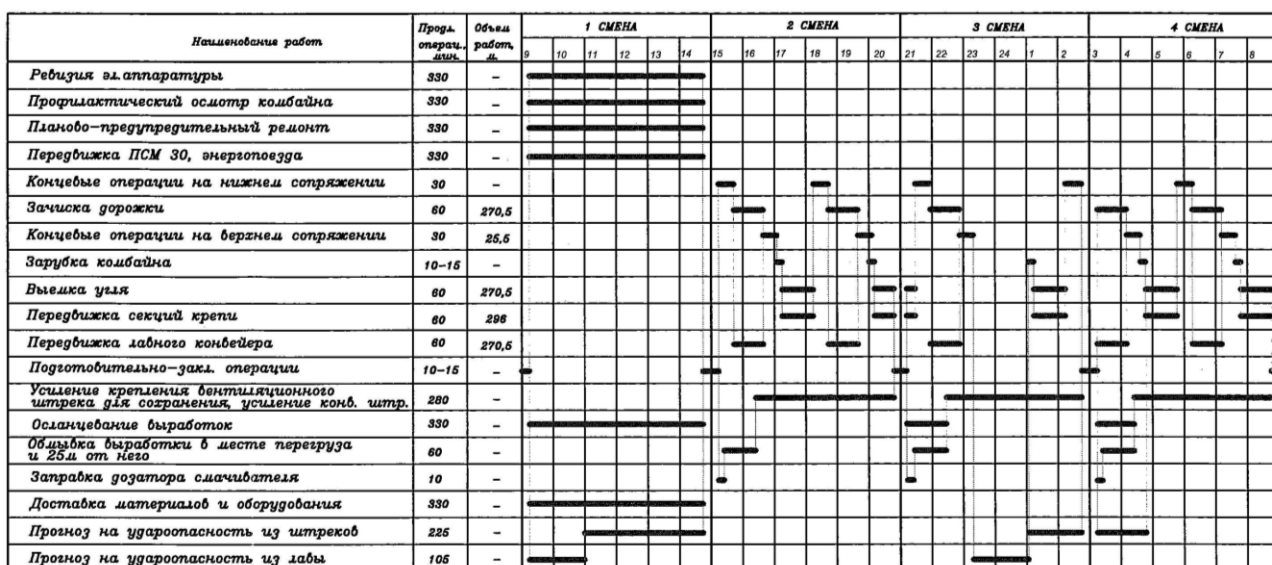


Рисунок 1 – График организации работ в очистном забое с прогнозом на удароопасность через 2м отхода лавы

В первую ремонтно-профилактическую смену выполняется следующие работы (рисунок 1): ревизия электроаппаратуры; ревизия выемочного комбайна; планово-предупредительный ремонт; передвижка телескопического перегружателя; передвижка энер-

гопоезда, осланцевание горных выработок; доставка материалов и оборудования; прогнозы на удароопасность или на внезапные выбросы.

Во вторую смену выполняются следующие виды работ: усиление крепления вентиляционного штрека для сохранения; усиление конвейерного штрека; выемка угля; передвижка секций крепи; передвижка лавного конвейера; концевые операции на верхнем и нижнем сопряжениях; подготовительно-заклывательные операции.

В третью и четвертую смены выполняются практически те же операции что и во вторую смену.

Но существуют непредвиденные факторы вынужденных, не запланированных остановок, например такие как: остановка очистного забоя инспектором; отключение электроэнергии, по каким либо причинам; порыв ленточного полотна; поломка лавного конвейера; ремонт секций крепи; поломка и ремонт очистного оборудования, и многие другие.

Нагрузка на очистные и подготовительные забои напрямую зависит от газовыделения. Рассчитывается количества подаваемого воздуха для их проветривания из планируемых объёмов добычи полезного ископаемого в месяц.

Например, если суточная добыча 3000 тонн угля, для проветривания очистного забоя требуется  $2500 \text{ м}^3/\text{мин}$  при абсолютном газовыделении в  $5 \text{ м}^3/\text{мин.}$ , то при добыче 5000 тонн угля потребуется уже  $3500 \text{ м}^3/\text{мин.}$  для проветривания лавы. Но при не запланированном увеличении добычи угля в ночные смены подаваемое количество воздуха остается постоянным, что приводит к недостаточному проветриванию очистного забоя, к увеличению выделяемых объемов газа метана из отбитого угля, и как следствие, возрастает его концентрация. Соответственно не успевают проветриться горные выработки при таких выделениях газа метана. Всему этому свидетельствуют ряд аварий, произошедших на шахтах «Зыряновская», «Тайжина», «Есаульская», «Ульяновская», «Юбилейная».

Проанализируем причины аварий, произошедших на вышеперечисленных шахтах:

1. На шахте «Зыряновская» АО УК "Кузнецкуголь" «Взрыв» 02 декабря 1997 года.

Схема аварийного участка шахты «Зыряновская» представлена на рисунке 2.

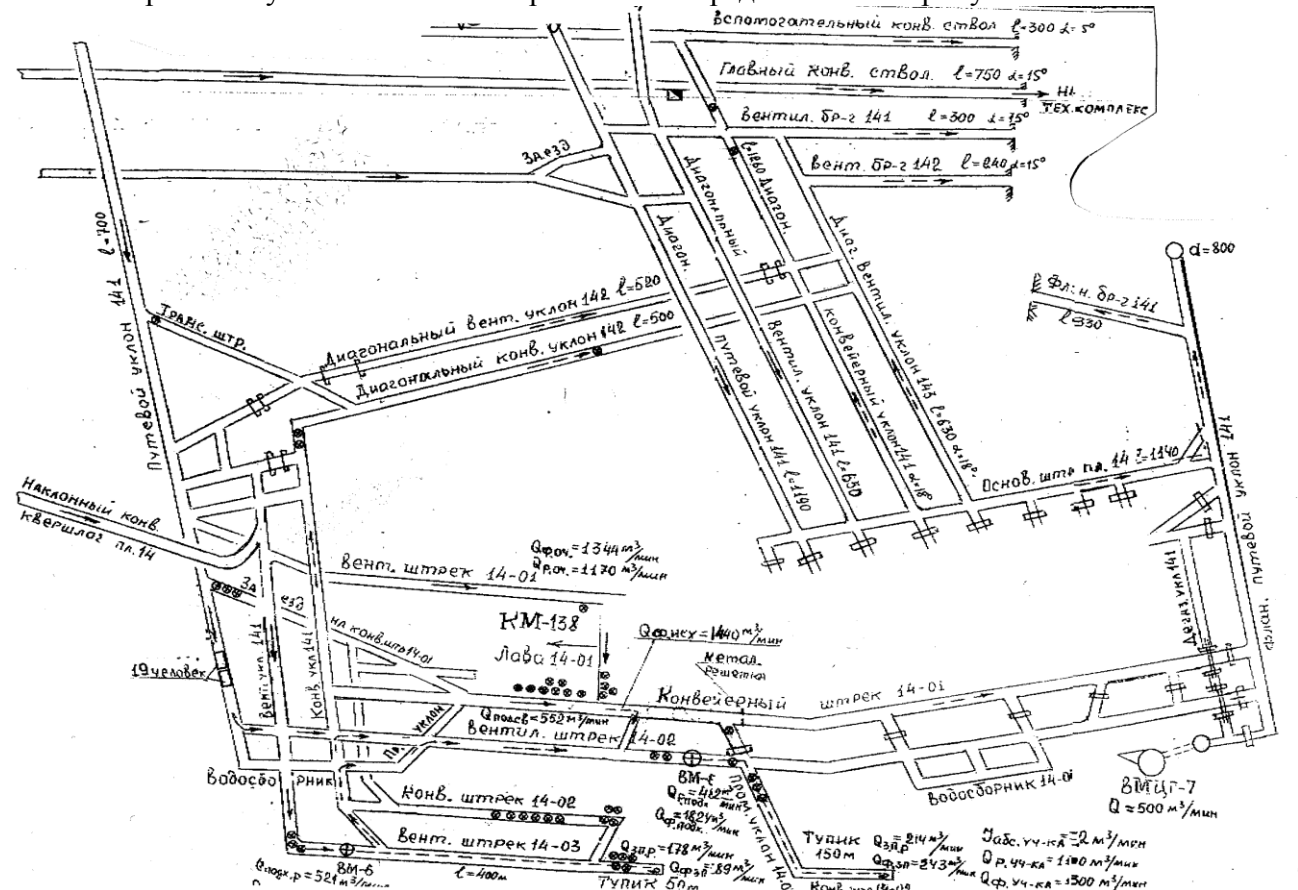


Рисунок 2 - Схема аварийного участка шахты «Зыряновская»

Причиной аварии и группового несчастного случая, происшедшего 02.12.1997 года явился взрыв метанопылевоздушной среды, образовавшейся в нижней части лавы (1-8 секции комплекса КМ-138) в процессе работы комбайна 2ГШ-68Б в месте его нахождения. Источником воспламенения метанопылевоздушной смеси явился открытый источник огня, возникший в результате разрушения комбайном при его движении вверх по лаве изолирующего самоспасателя ШСС-1У (заводской N09834-09-96) и загорания кислородосодержащего продукта, находящегося в нем. Температура горения этого продукта превышает 1000 градусов.

Накопление метана (местное скопление) до взрывоопасного содержания в труднопроветриваемой зоне между шнеками, корпусом комбайна и забоем произошло в результате повышенного выделения его из отбитого угля и значительного сокращения воздухообмена в призабойном пространстве между плоскостью забоя и комбайном. Расход воздуха в этой зоне, над комбайном составил 210 м<sup>3</sup>/мин., а между шнеками 140 м<sup>3</sup>/мин., что привело к возрастанию концентрации метана до 4,2% при средней по сечению лавы (0,8%). Повышению концентрации метана в этом районе способствовало выделение его из трещин в почве пласта.

Наряду с увеличением содержания метана в месте расположения комбайна при его работе, происходило интенсивное пылеобразование с концентрацией взвешенной в воздухе угольной пыли выше нижнего предела ее взрываемости, составляющей 14 г/м<sup>3</sup>, что привело к образованию взрывчатой пылеметановоздушной среды. Нижний предел воспламенения смеси взвешенной угольной пыли и метана ниже, чем отдельных составляющих ее компонентов (метана 2% и взвешенной угольной пыли 3,5 г/м<sup>3</sup>).

Наличие открытого источника пламени в этой среде вызвало взрыв пылеметановоздушной смеси; образовавшаяся при этом ударная волна привела во взвешенное состояние отложившуюся угольную пыль с элементов секций крепи М-138, из выработанного пространства лавы и прилегающих к ней выработках.

Создание пылевзрывоопасной обстановки на аварийном участке явилось следствием:

- высокого уровня запыленности при основных процессах (добыча угля, передвижение секций крепи, транспортировка угля конвейерами), обусловленных низкой естественной природной влажностью пласта (2,7%) и плохой смачиваемостью углей марки Ж;
- выполнения не в полном объеме мероприятий по борьбе с пылью, предусмотренных проектом и паспортом выемочного участка предварительное увлажнение угля в массиве производилось некачественно и не использовались смачивающие добавки (ДБ);
- наличия отложений угольной пыли в закрепленном пространстве выработок, прилегающих к лаве, в уклонах и выработанном пространстве лавы.

По характеру обрушения выработок, направлению деформированной и опрокинутой крепи, элементов металлоконструкций ленточных конвейеров, разрушенных бетонных перемычек в шлюзах и изолирующих перемычек со стороны движения ударной волны, а также анализа всей совокупности имеющейся информации первоначально взрыв угольной пыли произошел в нижней части лавы 14-01 и конвейерном штреке, инициировавший в последующем более мощный взрыв в нижней части конвейерного уклона пласта 14 и прилегающих к нему выработках.

Об активном участии угольной пыли во взрыве свидетельствуют анализы проб пыли, отобранные в выработках, подвергшихся взрывному воздействию. Потеря летучих веществ в этих пробах достигает 40%.

Вывод. Причиной данной аварии является неравномерная выемка угля, которая ни как не связана с количеством воздуха для проветривания очистного забоя, и с вышеуказанной планограммой работ, так как в момент аварии, вероятно, очистной забой работал с повышенной нагрузкой, не обеспечив при этом нормальное проветривание.

2. На ОАО ОУК «Южжубассуголь» Филиал шахта «Тайжина» «Взрыв» 10 апреля 2004г. Схема аварийного участка шахты «Тайжина» представлена на рисунке 3.



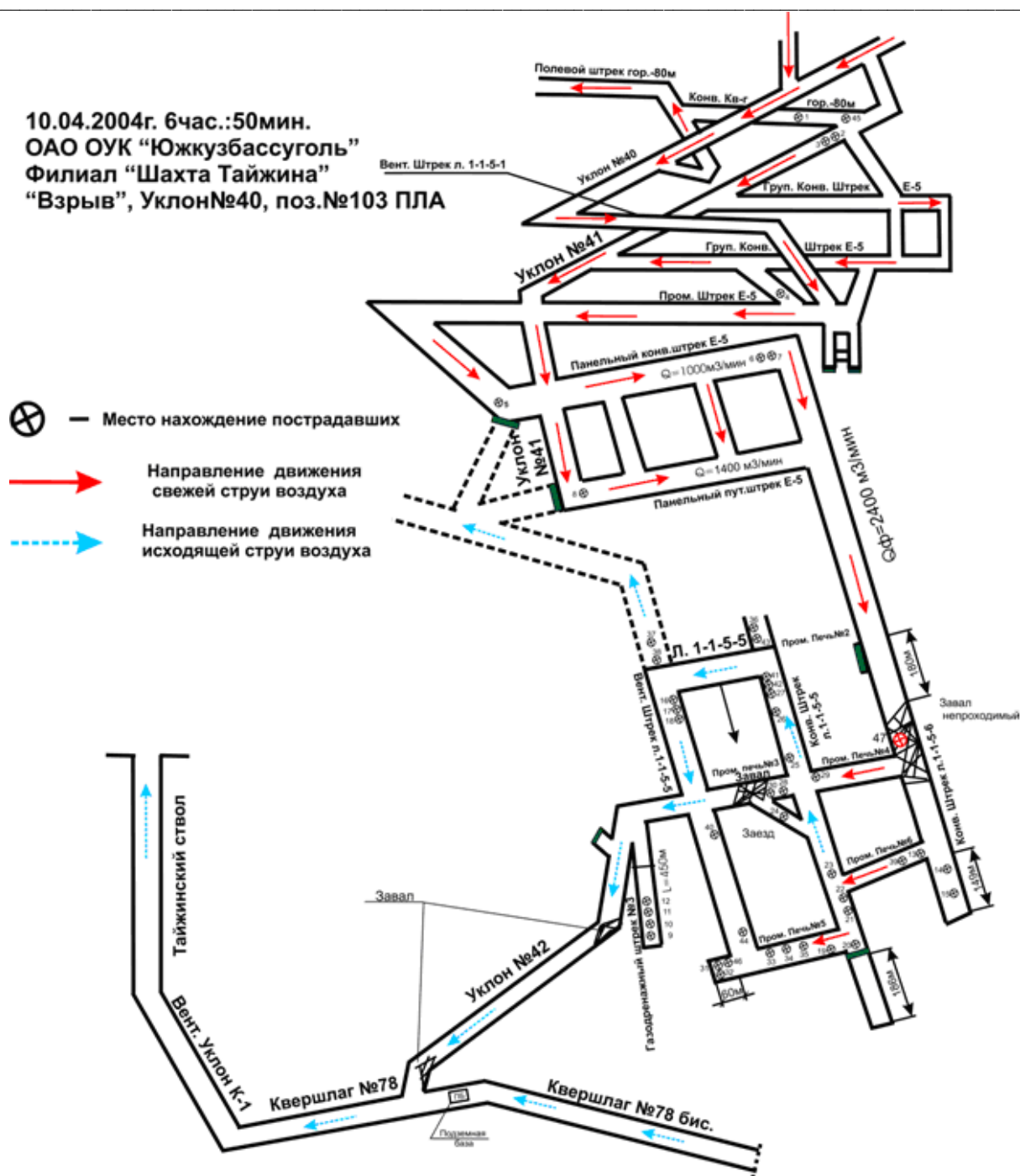


Рисунок 3 - Схема аварийного участка шахты «Тайжина»

Основными причинами аварии явились:

1. Увеличение в кровле пласта Е-5 лавы 1-1-5-5 мощности песчаника основной кровли до 20 м, что вызвало массовое обрушение пород на большой площади;
2. Образование избыточного вентиляционного давления в выработанном пространстве лавы 1-1-5-5 в результате обрушения пород кровли, что привело к вытеснению метана из промежуточной печи № 2 в конвейерный штрек 1-1-5-6 и возникновению упругой волны, приведшей к потере устойчивости горного массива в месте сопряжения конвейерного штрека 1-1-5-6 с промежуточной печью № 4 и его обрушения;
3. Образование значительных объемов метана, выделившихся в процессе обрушения пород кровли над сопряжением, что привело к формированию метановоздушной среды взрывчатой концентрации и поднятию отложившейся угольной пыли во взвешенное состояние;



4. Возникновение источника воспламенения метана в результате повреждения высоковольтного кабеля с образованием электрического дугового разряда;

5. Развитию процесса протекания взрыва по сети горных выработок способствовало участие в нем угольной пыли.

Вывод. Причиной аварии является неравномерное подвигание очистного забоя, что привело к обрушению основной кровли, так как согласно плану ведения горных работ на месяц и проекта выемки угля в лаве обрушение основной кровли должно было произойти позднее. Рабочие соответственно не были предупреждены об этом.

3. На ОАО ОУК «Южжубассуголь» Филиале «Шахта Есаульская» «Пожар, взрыв метана и угольной пыли» 08 февраля 2005г. Схема аварийного участка шахты «Есаульская» представлена на рисунке 4.



Рисунок 4 - Схема аварийного участка шахты «Есаульская»

Происшедшая авария, по характеру разрушений горных выработок и оборудования, механического и термического воздействия поражающих факторов взрыва на пострадавших, классифицируется как пожар осложненный взрывом метановоздушной смеси и угольной пыли.

Основными причинами пожара явились:

- самовозгорание угольной пыли в отработанной части пласта, на сопряжении конвейерного штрека 29-26 с монтажной камерой;
- загорание горючих материалов в сбойке №4 от внешнего источника, характер которого не установлен.

Причинами взрыва газа метана и угольной пыли явились:

- поступление взрывоопасной метановоздушной смеси из конвейерного штрека 29-26 и примыкающего к нему выработанного пространства на открытый огонь в районе сопряжения конвейерного штрека 29-26 со сбойкой №4;
- прекращение разбавления взрывоопасной метановоздушной смеси необходимым количеством воздуха, поступавшим по сбойке №4 вследствие обрушения пород кровли этой сбойки и места её сопряжения с конвейерным штреком 29-26;
- наличие метана различной концентрации в конвейерном штреке 29-26 и примыкающем к нему выработанном пространстве от очистного забоя до монтажной камеры;
- наличие угольной пыли, отложившейся на всём протяжении конвейерного штрека 29-26.

Вывод. Причиной аварии явилось неравномерное подвигание очистного забоя, недостаточность проветривания, отложение угольной пыли в отработанном пространстве, которое привело к самонагреванию и самовозгоранию угля.

4. На ОАО ОУК «Южжубассуголь» Филиале «Шахта Ульяновская» «Взрыв» метана в лаве 50-11бис 19 марта 2007г. Схема аварийного участка шахты «Ульяновская» представлена на рисунке 5.

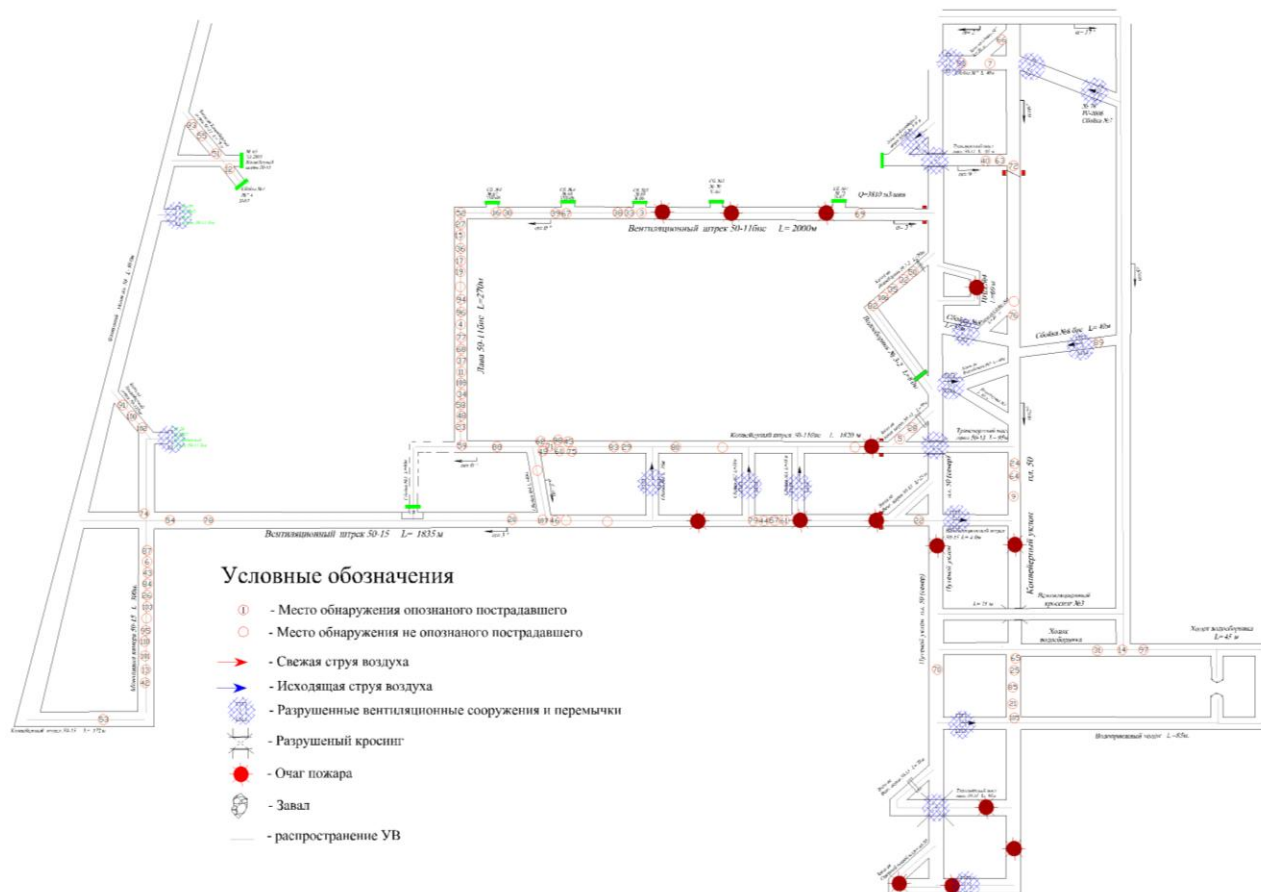


Рисунок 5 - Схема аварийного участка шахты «Ульяновская»

### Причины аварии:

1. Повышение интенсивности метановыделения обусловлено примыканием нижней части лавы к оси Усковской синклинали.
2. Увеличение концентрации метана в нижней части лавы за счет изменения глубины проветривания выработанного пространства при включении шестого агрегата главной вентиляционной установки.
3. Формирование взрывоопасной концентрации метановоздушной среды в нижней части лавы в месте нахождения комбайна.



3. Возникновение источника воспламенения метана в результате повреждения кабеля в вводном устройстве комбайна с нарушением взрывозащиты и образованием электрического дугового разряда.

4. Участие во взрыве угольной пыли.

5. Распространение взрыва угольной пыли по сети горных выработок из-за формального выполнения мероприятий по пылевзрывозащите горных выработок.

Вывод. Причиной аварии явилось неравномерное подвигание очистного забоя, которое не увязано с проветриванием выемочного участка, что привело к аварии.

Подведем итог. На всех перечисленных шахтах способ проветривания был нагнетательный, схема проветривания - комбинированная. Осуществлялся изолированный отвод газа метана по сохраняемым конвейерным штрекам через выработанное пространство. Работа ВМЦГ ни как не заблокирована с нагрузкой на очистной забой, эффективность ВМЦГ составляет всего 10%. На момент аварии все лавы работали по добыче угля, соответственно происходило неконтролируемое выделение газа метана, как из отбитой массы угля, так из отработанного пространства. Количество подаваемого воздуха для проветривания очистных забоев оставалось постоянным, даже при увеличении нагрузки на очистной забой в два, а то и в три раза, соответственно увеличивался процесс выделения неконтролируемого газа метана, как в выработанном пространстве, так и в призабойном пространстве.

Также не маловажную роль во всех произошедших взрывах сыграла угольная пыль, которая образуется при отбойке угольного массива комбайнами и взрывных работах, при бурении шпуров, при погрузке угля погрузочными машинами, при транспортировке угля конвейерами, при погрузке на погрузочных и разгрузочных пунктах. Но в результате увеличения нагрузки на очистной забой орошение становится не на 100% эффективным для обеспыливания отбитого угля. Таким образом, угольная пыль отлагается на секциях очистного комплекса, на очистных комбайнах, на электроаппаратуре, в местах пересыпа ленточных конвейеров, в выработанном пространстве и по всей сети горных выработок, что способствует развитию процесса протекания взрывов. Следствием этого является не выполнение мероприятий по борьбе с пылью.

Возникает проблема исследования неравномерного движения очистных забоев. Таким образом, предлагается изучить процессы метановыделения при неравномерном движении очистных забоев, которые должны непосредственно взаимосвязаны с проветриванием очистных и подготовительных забоев, и предлагаем разработать методики работы:

1. Зависимость добычи угля от вентилятора главного проветривания путем разворота лопаток для увеличения количества подаваемого воздуха в шахту.

2. Автоматическое регулирование вентиляционными сооружениями, для увеличения количества подаваемого воздуха в очистные и подготовительные забои при увеличении добычи угля.

3. Увеличение сечения горных выработок как конвейерного, так и вентиляционного штреков, для увеличения подачи количества воздуха на очистной забой.

4. Проведение параллельных горных выработок для проветривания очистного забоя.

5. Применение на угольных шахтах всасывающего способа проветривания.

#### Список литературы

1. Правила безопасности в угольных шахтах. ПБ 05-618-03. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2003. – 293 с.

2. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1989. – 319 с.

4. Акт технического расследования причин аварии, происшедшей 02.12.1997 года на шахте «Зырянская» АО УК «Кузнецкуголь» произошел взрыв газа метана и угольной пыли, повлекший за собой тяжелые последствия.

5. Акт по расследованию аварии и группового несчастного случая, происшедших 10 апреля 2004 года в 06 часов 20 минут в филиале «Шахта «Тайжина» ОАО ОУК «Южкузбассуголь».

6. Акт расследования аварии с групповым несчастным случаем со смертельным исходом, происшедшим 09.02.2005 г. в 07 часов 57 минут на филиале "Шахта "Есаульская" ОАО "ОУК "Южкузбассуголь".

7. Акт технического расследования причин аварии, происшедшей 19.03.2007 года на филиале «Шахта Ульяновская» ОАО «Объединенная угольная компания южкузбассуголь».

8. Акт технического расследования причин аварии, происшедшей 24.05.2007 года на филиале «Шахта Юбилейная» ОАО «Объединенная угольная компания «Южкузбассуголь».

УДК 504.064: 622.324.5

## **ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ ВЫДЕЛЕНИЯ МЕТАНА ПРИ ДОБЫЧЕ УГЛЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ**

***Стрелковская О.М., Мячин В.В.***

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»***

***г. Новокузнецк, Россия***

Кузбасс – крупный промышленный регион России с высоким экономическим потенциалом. Кемеровская область играет важную роль в экономике не только Сибири, но и всей России. Базовыми отраслями промышленности региона являются: угольная промышленность и металлургия. На долю угольной промышленности приходится более 30 % промышленного производства региона. На долю Кузбасса приходится около 56 % добычи каменных углей России, около 80 % добычи всех коксующих углей России.

В Кузбассе в процессе угледобычи при использовании высокопроизводительных очистных и проходческих комплексов, средствами вентиляции и дегазации на поверхность выбрасывается миллиарды кубометров метана в год; из них более 500 миллионов кубометров составляет дегазационный метан с концентрацией, превышающей 30 %.

Миллиарды кубометров выбросов метана создают большую техногенную нагрузку на окружающую среду. Нет недостатка в исследованиях, указывающих на то, что энерго- и массосъемные процессы антропогенной деятельности чреваты губительными последствиями для геолого-геофизических процессов и среды обитания.

Термин «климатический хаос» введен академиком К.Я.Кондратьевым причем, как показали события последнего десятилетия, это не преувеличение. Климатический разбаланс второй половины XX в. и связанные с ним стрессогены обязан не только природным, но и техногенным причинам, часть из которых имеет явно причинно-следственную связь, а часть без однозначных соответствий. Наиболее распространенной версией климатического сдвига на Земле является версия общепланетарного потепления на базе парникового эффекта из-за избыточного техногенного поступления CO<sub>2</sub> и так называемых малых газов, в большей степени метана.

Из определения экологического фактора как элемента среды, оказывающего влияние на организм, следует: действие экологических факторов всегда выражается в изменении жизнедеятельности организмов, а в конечном итоге, приводит к изменению численности популяции. Это и позволяет сравнивать действие различных экологических факторов. Стоит ли говорить, что действие фактора на особь определяется не природой фактора, а его дозой. В свете сказанного выше, да и простого жизненного опыта, становится очевидным, что эффект определяет именно доза фактора, а также его экспонента.

Прямое воздействие метана и его гомологов на ранние стадии развития организмов пока мало изучено, но установлено, что метан и другие углеводороды обладают наркотическим, нервнопаралитическим, «общетоксическим» влиянием на организмы, возрастающим при увеличении температуры. В основе его воздействия лежит гипоксия, резко усиливающаяся в присутствии этана, пропана, бутана и других гомологов этого ряда. Считается, что первичные сублетальные эффекты начинают проявляться при концентрации метана, например в воде, около  $10^{-1}$ , а острая токсичность при уровнях более 1 мл/л. Рыбы, млекопитающие, птицы, находящиеся длительное время в зоне воздействия, могут погибнуть или получить заметные повреждения. Популяционные реакции и нарушения в случае аварии пока не прогнозируются.

Серьезную проблему для окружающей среды представляют кислые дожди, образующиеся в результате выбросов метана в атмосферу и образования окислов при взаимодействии его с кислородом. Смешиваясь с дождевыми облаками, они образуют кислотные соединения и выпадают на поверхность Земли вместе с дождевыми осадками. Отрицательное действие кислые дожди оказывают на растительность, так как кислоты разрушают хлорофилл в листве, хвое (рыжие леса). Кроме того, окислы могут выпадать на поверхность Земли с пылью, накапливаться на листьях растений, почве и вместе с росой образовывать сильные кислоты: кислотные росы. Кислотные дожди оказывают влияние на морские мелководья, озера, реки, загрязняя водоемы и этим уменьшая количество их обитателей.

Содержащиеся в атмосфере вредные вещества воздействуют на человеческий организм при контакте с поверхностью кожи или слизистой оболочкой, вызывая аллергические реакции. Наряду с органами дыхания загрязнители поражают органы зрения и обоняния, а воздействуя на слизистую оболочку гортани, могут вызвать спазмы голосовых связок. Вдыхаемые жидкие частицы достигают альвеол и абсорбируются в крови, способны накапливаться в лимфатических узлах.

В природных условиях из газообразных органических соединений наиболее широко распространены метановые (парафиновые) углеводороды, или алканы, с общей формулой  $C_nH_{2n+2}$ , относящиеся к классу ациклических органических соединений. Гомологические ряды углеводородов, аналогичных углеводородам метанового ряда, например ряд этиленовых ( $C_nH_{2n}$ ) и других углеводородов с открытыми цепями, встречаются редко.

Метан ( $CH_4$ ) простейшая основная составляющая природных и антропогенных углеводородных газов. Как первый член ряда предельных углеводородов – алканов, это наиболее стабильный компонент соединений углерода и водорода и основной компонент газов, образующихся в органоминеральном слое, где происходит окисление свыше 99 % биомассы, ежегодно образующейся живыми организмами при фотосинтезе. Подавляющая часть этого метана поступает в атмосферу Земли, где значительная доля подвергается окислению. На долю ископаемого метана в атмосфере приходится всего около 20 %, т.е. свыше 80 % метана атмосферы является продуктом деструкции органического вещества в органоминеральном слое.

Метан – горючий газ без цвета и запаха, легче воздуха и при содержании в воздухе от 4,6 % ( $46 \cdot 10^{-3}$  млн-1) до 14,2 % ( $142 \cdot 10^{-3}$  млн-1) взрывается. При большем содержании метана в воздухе (свыше 15 % или  $150 \cdot 10^{-3}$  млн-1) сила взрыва ослабляется, и процесс переходит в горение. Минимальная энергия воспламенения метана составляет 0,28 кДж, а температура воспламенения равна 695–742° С.

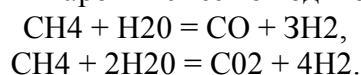
Метан характеризуется только связью С – Н, энергия которой составляет 87 ккал/моль, и отсутствием углеродной связи С – С, присущей всем другим углеводородам. Отношение числа водородных к углероду составляет 4 в метане, 3 в этане, 2,66 в пропане, приближается к 2 в высокомолекулярных парафиновых углеводородах и к 1 в ароматических. Следовательно, метан самый восстановленный из всех углеводородов. Исключительное положение метана в земной коре и повсеместное его распространение объясняется также тем, что метан обладает минимальным уровнем свободной энергии (-12,14 ккал/моль), минимальными значениями энтальпии – теплосодержания (-17,89 ккал/моль) и теплоемкости при постоянном давлении (8,536 ккал/моль-град), а также максимумом энтропии (44,5 ед.



энтропии). Эти свойства метана в сочетании с очень небольшими значениями критической температуры ( $-82,4^{\circ}\text{C}$ ) и высокими значениями критических давлений (4,58 МПа) означают его низкую реакционную способность.

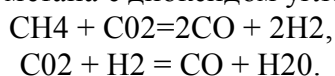
В атмосфере метан может также окисляться озоном, который при этом разрушается. Этот процесс протекает более интенсивно под воздействием слабого электрического разряда. Окисление метана в атмосфере (в основном в тропосфере) происходит также под воздействием оксидов азота (в основном диоксида азота) и оксида углерода. В мезосфере метан подвергается фотодиссоциации, в процессе которой он участвует в процессах окисления.

В верхних слоях атмосферы в условиях высоких температур возможна конверсия метана при взаимодействии с водяным паром и смесью водяного пара и диоксида углерода:



Эти реакции обратимы, а равновесие между исходными конечными продуктами реакции соответствует определенной температуре, причем первая реакция идет с поглощением большого количества тепла – свыше 50 ккал/моль.

Возможна также конверсия метана с диоксидом углерода:



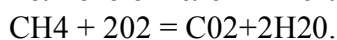
Основные объемы метана на Земле приурочены к осадочным породам земной коры, причем кроме самих пород метан находится и в подземных водах. Метан – обязательный спутник угольных и нефтяных месторождений. Среднее содержание метана в породах осадочного чехла, вес которого составляет  $2 \cdot 10^{18}$  т, не превышает 48,5 г/т (67 см<sup>3</sup>/кг), а относительное содержание его в кристаллической оболочке Земли примерно 0,09 г/т (0,12 см<sup>3</sup>/кг).

Повсеместное распространение метана отмечено и в земной коре (таблица 1). В литосфере содержится около  $1800000 \cdot 10^9$  т метана в песках и  $97000 \cdot 10^9$  т в осадочных породах, из которых  $68000 \cdot 10^9$  т, или 70 %, приходится на угольные месторождения.

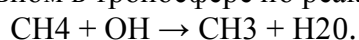
Таблица 1 – Масса газов в оболочках Земли,  $\times 10^{12}$  т

| Оболочка Земли            | Общая масса газов | Виды газов       |       |       |                            |         |                                       |
|---------------------------|-------------------|------------------|-------|-------|----------------------------|---------|---------------------------------------|
|                           |                   | диоксид углерода | метан | азот  | диоксид серы и сероводород | водород | хлористый водород и фтористый водород |
| атмосфера                 | 5270              | 2,4              | 0,005 | 4000  | 0,0004                     | следы   | -                                     |
| гидросфера                | 100               | 60,0             | -     | 32    | -                          | -       | -                                     |
| осадочные породы          | 214               | 60,0             | 97,0  | 56    | 0,8                        | 0,2     | -                                     |
| зона магматических пород: |                   |                  |       |       |                            |         |                                       |
| верхняя                   | 1000              | 838,0            | 2,0   | ПО    | 20,0                       | 30,0    | -                                     |
| нижняя                    | 1800              | 1300,0           | 2,0   | 180   | 80,0                       | 36,0    | 200                                   |
| верхняя мантия            | 435000            | 210000,0         | -     | 13000 | 120000                     | 8800    | 83000                                 |

В недрах Земли окисление метана затруднено из-за термодинамических условий, но на больших глубинах в процессе вулканической деятельности, сопровождаемой высокими температурами, возможен процесс полного окисления метана до воды и диоксида углерода:



Метан разрушается в основном в тропосфере по реакции УФР:



Изотопный состав углерода в углеводородных газах (метане):

- наиболее тяжелый углерод содержится в метане газов, связанных с магматической деятельностью (метан фумарол, грязевых вулканов, горячих источников и т.п.);
- средний по тяжести углерод содержится в газах нефтегазовых месторождений и в метане угольных месторождений;
- наиболее легкий углерод – в метане бактериального происхождения.

За геологические периоды эволюции Земли на планете образовалась сложная относительно стабильная саморегулирующаяся система взаимодействия составляющих ее компонентов, обеспечивающая пригодные для существования жизни условия. В такой системе образование и разрушение основных компонентов, обусловленное взаимодействием газов в основном природного происхождения, практически не изменяет состав и свойства биосферы. С началом научно-технической революции и индустриального развития выброс дополнительных объемов газопылеобразных загрязняющих компонентов антропогенного происхождения в атмосферу привел к изменению установившегося баланса образования и разрушению основных газовых компонентов (кислорода, диоксида углерода, оксидов азота, озона и т.п.). Появился новый термин – «парниковые» газы, эмиссия которых в атмосферу вызывает нарушение баланса в природной системе «образование – разрушение» и обуславливает постепенное потепление климата планеты. К «парниковым» газам отнесены диоксид углерода, метан, оксиды азота и хлорофторуглероды. На вопрос о том, каково влияние каждого из этих газов и особенно всех вместе на потепление климата, до сих пор нет однозначного ответа.

В глобальном масштабе самыми крупными источниками выбросов метана являются такие страны, как Китай, Россия, Украина, Казахстан, Индия, Соединенные Штаты и Бразилия. Согласно подсчетам, в этих странах происходит почти половина всех выбросов метана антропогенного происхождения.

Метан представляет собой «парниковый» газ, который в 23 раза мощнее двуокиси углерода в плане удержания тепла в атмосфере. За последние два столетия его концентрация в атмосфере возросла более чем в два раза, в основном за счет деятельности человека. В настоящее время метан составляет 16 % от глобального объема выбросов парниковых газов, происходящих в результате деятельности человека.

Попробуем проанализировать состояние дел по выбросам метана на шахтах Юга Кузбасса (таблица 2). Проведенные исследования выявили, что добыча угля на 18 шахтах Южного Кузбасса за год составила 34497 тыс. тонн, а выбросы метана в атмосферу составили 975 959 020 м<sup>3</sup>

Если учитывать, что в 2009 году в Кузбассе добыча угля составила 180 млн. тонн, а средняя относительная газообильность шахт по метану составляет 32,05 м<sup>3</sup>/т, то все шахты Кузбасса выбрасывают в атмосферу 5 769 000 000 м<sup>3</sup>.

Выбросы метана – глобальная проблема. Метан задерживается в атмосфере приблизительно на 9 – 15 лет. Исследования показали, что содержание метана в атмосфере Земли в настоящее время является самым высоким за последние 400 000 лет.

Метан обладает высокой воспламеняемостью и может формировать взрывоопасные смеси при взаимодействии с воздухом. Если отметить факелами все источники парниковых газов на нашей планете, то Кузбасс будет пылать как одна из самых ярких газовых горелок. Наш уголь дает людям тепло и свет, но в то же время наш метан топит льды и ускоряет потепление климата всей Земли.

Исторически сложилось, так, что российские угольщики, наращивая объемы добычи угля, практически не занимались вопросами использования метана как дополнительного источника энергии. Дегазация проводилась, забои проветривали, вентилировали и выбрасывали газ в атмосферу, но с одной только целью - обезопасить труд шахтера. А об утилизации метана, использовании его как источника тепловой или электрической энергии думали как о чем-то будущем и фантастическом. Хотя технологии дегазации угольных пластов и утилизации метана на Украине, в Печерском угольном бассейне уже имели глубокие традиции и свою историю, в Кузбассе долгие годы такие примеры носили случайный характер. Но метан это еще и огромный энергетический ресурс, поскольку он является основой природного газа,



и поэтому может быть (и должен быть) использован как топливо для получения электрической и тепловой энергии, для получения химических продуктов.

Таблица 2 - Выбросы метана на шахтах Юга Кузбасса

| Шахта                                                                          | Относительная<br>газообильность,<br>м <sup>3</sup> /т | Абсолютная<br>газообильность,<br>м <sup>3</sup> /мин | Производственная мощность<br>по добыче угля,<br>тыс. т в год | Выбросы<br>метана за год,<br>м <sup>3</sup> |
|--------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------|------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------|---------------------------------------------|
| ОАО "ОУК Южкузбассуголь" Филиал «Шахта Абашевская»                             | 133,1                                                 | 107,9                                                | 714                                                          | 95 033 400                                  |
| ОАО «Южкузбассуголь» Филиал шахта «Алардинская»                                | 78,5                                                  | –                                                    | 2 500                                                        | 196 250 000                                 |
| ООО «Холдинг Сибуглемет» ЗАО «Шахта Антоновская» (26а)                         | 5,7                                                   | 0,24                                                 | 100                                                          | 570 000                                     |
| ЗАО «Шахта Антоновская» (29а, 30)                                              | 5,9                                                   | 16,9                                                 | 1400                                                         | 8260 000                                    |
| ОАО «Южный Кузбасс» Филиал «Шахта Ерунаковская»                                | 10,7                                                  | 89,5                                                 | -                                                            | 4280 000                                    |
| ОАО «ОУК Южкузбассуголь» Филиал «Шахта Есаульская»                             | 40,2                                                  | 138,9                                                | 1800                                                         | 72 360 000                                  |
| ОАО «ОУК Южкузбассуголь» Филиал «Шахта Кушеяковская»                           | 24,63                                                 | 33,21                                                | 1346                                                         | 33 151 980                                  |
| Филиал «Шахта им В. И. Ленина»                                                 | 43,31                                                 | 46,01                                                | 2 100                                                        | 90 951 000                                  |
| АО «Распадская Угольная Компания»,<br>ОАО «Междуреченская угольная компания-9» | 6,72                                                  | 22,46                                                | 1137                                                         | 7 640 640                                   |
| ООО «Холдинг Сибуглемет» ОАО «Шахта Большевик»                                 | 7,96                                                  | 15,54                                                | 1000                                                         | 7 960 000                                   |
| Филиал «Шахта Ольжерасская новая»                                              | 9,9                                                   | 11,35                                                | 1200                                                         | 11 880 000                                  |
| ОАО «ОУК Южкузбассуголь» Филиал «Шахта Осинниковская»                          | 27,73                                                 | 65,87                                                | 1800                                                         | 49 914 000                                  |
| ОАО «Шахта Полосухинская» (Антоновский блок, 3 пл. 26а и 29а)                  | 23,54                                                 | 118,4                                                | 3000                                                         | 70 620 000                                  |
| ЗАО «Распадская Угольная Компания»<br>ОАО «Распадская»                         | 22,2                                                  | 162,3                                                | 7500                                                         | 166 500 000                                 |
| ОАО «Южный Кузбасс» Филиал «Шахта Сибиргинская»                                | 33,59                                                 | 62,68                                                | 1 200                                                        | 40 308 000                                  |
| ОАО «ОУК Южкузбассуголь» Филиал «Шахта Томусинская 5-6»                        | 54,4                                                  | 71,8                                                 | 1000                                                         | 54 400 000                                  |
| ОАО «ОУК Южкузбассуголь» Филиал «Шахта Юбилейная» 1 район                      | 24,4                                                  | 55,5                                                 | 1200                                                         | 29 280 000                                  |
| ОАО «ОУК Южкузбассуголь» Филиал «Шахта Юбилейная» (2 район)                    | 24,4                                                  | 63,8                                                 | 1 500                                                        | 36 600 000                                  |

Почему следует сосредоточить внимание на мерах по сбору метана и его применению в качестве энергоносителя?

Сокращение выбросов метана несет целый ряд важных положительных моментов в энергетическом, экономическом, экологическом плане и в плане безопасности. Во-первых, метан является газом, действие которого на окружающую природную среду, на здоровье на-

селения в целом пока мало изучено, кроме конечно того, что он вызывает сильный парниковый эффект. Его нахождение в атмосфере носит кратковременный характер, и сокращение объемов метана может привести к значительным результатам в самое ближайшее время. Кроме того, метан является основным компонентом природного газа. Поэтому сбор и утилизация метана дает еще один ценный, чистый (в процессе сгорания) энергоноситель, способствующий повышению качества жизни в районах проживания. Применение метана является доходным и способствует повышению уровня жизни. Производство энергии из регенерированного метана может также помочь заменить энергоносители с высокой степенью выбросов продуктов сгорания, таких как дерево, каменный уголь или нефть. Это позволит сократить выбросы двуокси углерода, создаваемые конечными потребителями и электростанциями, а также выбросы таких веществ, как двуокись серы (основное вещество в составе кислотных дождей), различных частиц (вызывающих заболевания органов дыхания), а также осуществить мониторинг других загрязняющих воздух веществ.

О глобальном потеплении заговорили давно, но особенно серьезно в последние 10 лет. Слишком много катастрофических последствий влечет за собой изменение климата Земли. И не случайно появился Киотский протокол, который вопиет о срочном сокращении выбросов парниковых газов, источником которого, является, в том числе и метан. Таким образом, любое мировое угольное месторождение является причиной изменения климата.

Предотвращение выбросов или утилизация метана могут быть достаточно выгодными как с экономической, так и с экологической точек зрения, являясь источником «зеленой» энергии.

Многообразие способов и опыт утилизации метана, накопленные в России и за рубежом, подтверждают техническую и экономическую целесообразность развития извлечения и использования метана в условиях Кузбасса. У нас метан может использоваться: для получения электроэнергии с применением двигателей внутреннего сгорания, дизелей и газовых турбин; для подогрева воды и воздуха на шахтах; для отопления производственных и жилых помещений путем сжигания в котельных, в установках сушки угля для получения моторного топлива; в химической и металлургической промышленности.

Дегазационный метан широко используется на шахтах в США, Австралии, Китае, Великобритании, Германии, Польше, Чешской Республике и на Украине. Объединение «Донецкуголь» использует шахтный метан в качестве моторного топлива для заправки автомобилей.

Начнем с газообразных отходов. Основным здесь является шахтный метан. Уже около 30 лет он используется во многих странах мира – ФРГ, Великобритании, Франции, Бельгии, Польше, Японии и др. главным образом как топливо в шахтных котельных. Например, в ФРГ ежегодно сжигается около 150 млн м<sup>3</sup> метана, что составляет около 45 % используемого здесь газа. Всего в настоящее время только на угольных шахтах мира при добыче около 1,5 млрд т угля выделяется 20–21 млрд м<sup>3</sup> метана в год.

Основные направления использования утилизируемого шахтного метана (кроме использования его в качестве топлива в шахтных котельных) – как топливо при выработке пара, при выработке электроэнергии, для подогрева доменных, стекловаренных и других печей, в бытовом газоснабжении, как сырье в химической промышленности.

Экономическая целесообразность здесь явная: например, продажа шахтного метана в качестве бытового газа в Польше снизила себестоимость угля на 11 %, а в Великобритании дала прибыль около 6–8 млн. фунтов стерлингов в год.

Шахтный метан, возможно, использовать и в качестве моторного топлива в двигателях внутреннего сгорания. При этом в 2–3 раза снижается выброс в атмосферу вредных веществ с отработанными газами по сравнению с жидким топливом. Наиболее успешно работают двигатели автомашин на сжатом газе, содержащем 90 % метана влажностью до 0,009 г на 1 м<sup>3</sup>.

При употреблении шахтного метана в бытовом газоснабжении его предварительно перерабатывают.

Утилизация шахтного метана на металлургических, стекольных и цементных заводах рентабельна при длине его транспортирования в 5 - 10 км. При большей дальности транспортирования она становится не рентабельной.

Как химическое сырьё шахтный метан используется при производстве формалинов, сажи, водорода, аммиака, метанола, ацетилена и других материалов. Главное условие применения шахтного метана в большинстве химических производств – содержание в используемой метановоздушной смеси более 90–95 % метана. Так, в КНР шахтный метан при концентрации более 95 % применяется при получении сажи (на получение 1 т сажи расходуется 80 000 м<sup>3</sup> метана). В Японии с помощью шахтного метана получают карбамид (H<sub>2</sub>NCONH<sub>2</sub>), иначе называемый мочевиной, – азотное удобрение и сырьё для получения мочевино-формальдегидных смол, используемых в том числе в горном деле для укрепления рыхлых пород, а также для производства красителей и снотворных средств (барбитала, фенobarбитала), мочегонных средств и других материалов.

При окислении метана получают метанол (CH<sub>3</sub>OH), используемый как топливо для двигателей внутреннего сгорания и как сырьё для получения бензина (опытная установка есть в ФРГ, а в Новой Зеландии построен завод по производству бензина из метанола производительностью 570 тыс. т в год). В этом случае цена бензина составляет около 300-350 долл. за тонну. Для получения 1 т бензина необходимо 2,6 т метанола. Хлорированием метана производят метилхлорид, хлороформ, четыреххлористый углерод. При каталитическом окислении смеси метана с аммиаком получают синильную кислоту.

В СССР шахтный метан впервые использовали в Донбассе на шахте «Красная Звезда» в качестве топлива в шахтных котельных. При содержании в газе более 30 % метана он сжигался вместо угля. При содержании от 2 до 30 % метана газ либо обогащается природным горючим газом, либо разжижается вентиляционной струей до содержания 2–2,5 % и используется для дутья в топках. При этом экономия угля достигает 25 %.

Для утилизации шахтного газа с содержанием метана более 30 % разрабатывается технология перевода его в твердую фазу – кристаллогидраты, которые удобно хранить, аккумулировать и транспортировать. При работе с метаном следует помнить, что с воздухом метан при концентрации от 5 до 16 % дает взрывоопасные смеси, причем взрывное горение распространяется со скоростью 500–700 м/с.

Возникает проблема проведения исследований по разработке методики оценки воздействия выделения метана при добыче угля на окружающую среду:

- оценка воздействия выбросов метана при добыче угля на окружающую среду в нетронутом массиве;
- оценка воздействия выбросов метана при добыче угля на окружающую среду при природных катастрофах;
- оценка воздействия выбросов метана при добыче угля на окружающую среду при ведении горных работ;
- оценка воздействия выбросов метана при добыче угля на окружающую среду.

#### Список литературы

1. Сластунов Г.В., Королёва В.Н., Куликов К.С. и др. Горное дело и окружающая среда: учебник / Г.В. Сластунов, В.Н. Королёва, К.С. Куликов. – М.: Изд. «Логос», 2001. – 272 с.
2. Коробкин В.И., Передельский Л.В. Экология / В.И. Коробкин, Л.В. Передельский. – 4-е изд., доп. и переработ. – Ростов н/Д: Феникс, 2003.
3. Мирзаев Г.Г. Экология горного производства: учебник для вузов / Г.Г. Мирзаев, Г.А. Иванов. – М.: Высшая шк., 1991. – 320 с.
4. Об охране окружающей среды: Федеральный Закон Рос. Федерации: [от 10.01.2002 г. № 7-ФЗ]/Консультант Плюс: справ. Правовая система. – Законодательство.
5. Эколого-экономические проблемы России и её регионов: учебное пособие для вузов / под ред. В.Г. Глушковой. – М.: Московский лицей, 2004. – 326 с.

6. Медицина катастроф: Учеб. пособие / под ред. проф. В.М. Рябочкина, проф. Г.И. Назаренко. – М.: ИНТИ Лтд, 1996. – 272 с.
7. Лавцевич В.П. Инженерная экология: учебное пособие для вузов / В.П. Лавцевич. – Новокузнецк: СибГИУ, 2004. – 122 с.
8. Лавцевич В.П. Охрана окружающей среды при подземной разработке месторождений полезных ископаемых / В.П. Лавцевич. – Новокузнецк: СибГГМА, 1996. – 172 с.

УДК 622.28.04

## **ПРОБЛЕМЫ ИЗОЛЯЦИИ ГАЗОДРЕНАЖНЫХ СЕТЕЙ**

*Иванкин А.Ю.*

**ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия**

В настоящее время на шахтах Кузбасса применяется очистное оборудование отечественных и зарубежных производителей, позволяющее отрабатывать выемочные участки с высокой интенсивностью. Процесс отработки таких участков зачастую приводит к формированию в выработанном пространстве газовых коллекторов с концентрациями метана в них, близкими к взрывоопасным. Наличие в породах кровли источников фрикционного искрения и преобладающее применение комбинированной схемы проветривания на пластах склонных и весьма склонных к самовозгоранию может привести к негативным для аэрологической безопасности выемочного участка последствиям.

Анализ происшедших за последние пять лет аварий показывает, что:

1) Применение бетона для изоляции газодренажных сетей от действующих горных выработок показало свою несостоятельность после аварии на шахте «Тайжина», где была разрушена значительная часть таких сооружений. После этой аварии повсеместное применение получил материал «Текбленд» с пределом прочности на сжатие 0,75 МПа. Следует отметить, что при моделировании процессов прохождения ударно – воздушных волн (УВВ) по горным выработкам при последующих авариях в программном комплексе «Ударная волна», давление на фронте ударной волны превышало максимальный предел прочности «Текбленда» на сжатие.

2) Большое количество изоляционных сооружений, разрушенных при взрыве, происшедшем в очистном забое шахты «Юбилейная» подтверждает ошибки инженерно – технической службы предприятия. Результаты моделирования процессов прохождения УВВ предполагали применение дополнительных мероприятий по усилению старых изоляционных перемычек приливами из цементной смеси «Текбленд».

3) Наиболее показателен недавно происшедший взрыв в выработанном пространстве выемочного участка «Шахты «Распадская». Эта авария произошла, несмотря на учет нормативными документами обстоятельств вышеперечисленных аварийных ситуаций.

Можно назвать несколько причин, приведших к аварии на «Распадской»:

- а) ошибки при проектировании, возведении изоляционных сооружений;
- б) отсутствие методик по оценке качества возведенного изоляционного сооружения;
- в) отсутствие контроля над возведением изоляционных сооружений со стороны надзорных органов;
- г) несвоевременное моделирование процессов прохождения УВВ в программном комплексе «Ударная волна» при взрыве на выемочном участке и, следовательно, упущение из виду мероприятий по усилению изоляции, предложенных нормативными документами, например, таким как усиление взрывоустойчивых перемычек с дополнительным креплением опорных элементов (швеллеров) по её контуру на анкерных болтах;
- д) отказ от применения такой элементарной технической возможности как вруб, при возведении изоляционной перемычки.

**Выводы:**

- к вопросу изоляции действующих горных работ от газодренажных сетей выемочных участков следует относиться с особой тщательностью;
- при проектировании сооружений для изоляции газодренажной сети выемочных участков от действующих горных выработок следует учитывать такие факторы как:
  - а) близость очистного забоя и действующих горных работ, мест возможного нахождения персонала от проектируемого изоляционного сооружения;
  - б) нахождение вблизи выемочного участка изоляционных сооружений из материалов, имеющих низкий предел прочности на сжатие;
- в настоящее время отсутствует методика для оценки качества возведенного изоляционного сооружения.

УДК 622.454.34

**К ВОПРОСУ ОБ УПРАВЛЕНИИ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЕМ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА**

*Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

Для управления газовыделением выемочных участков на высокогазоносных шахтах Кузбасса широко применяется комбинированная схема проветривания с «газоотсосом через выработанное пространство» методом турбулентной диффузии с применением поверхностных газоотсасывающих вентиляторов (ВЦГ).

Эта схема значительно менее затратная, чем любые виды дегазации, и поэтому привлекательна для отработки любых пластов, зачастую, без учета факторов, влияющих на безопасность ведения горных работ.

Применение комбинированной схемы проветривания позволило эффективно управлять газовыделением в пределах выемочного участка, но как показала практика, такие схемы являются высокоопасными в отношении вероятности возникновения эндогенных пожаров при отработке свит пластов, склонных и весьма склонных к самовозгоранию [1]. Примером негативных последствий могут служить аварии на шахтах «Кушеяковская» в 2006 году, «Ульяновская» и «Юбилейная» в 2007 году, применявших данную схему проветривания выемочных участков.

Для проектирования таких схем проветривания выемочных участков были разработаны «временные руководства» внутри угольных компаний (ОАО «Южкузбассуголь», ЗАО «Шахта Распадская» и др.).

По результатам расследования аварий на шахтах «Ульяновская» и «Юбилейная» временные нормативные документы по проектированию комбинированных схем проветривания были запрещены.

Однако «газовый барьер» по-прежнему ограничивает внедрение высокопроизводительных механизированных комплексов, обеспечивающих нагрузку на очистной забой 10 тыс. т/сут и более.

Действующим в настоящее время нормативным документом по проектированию вентиляции является «Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт» [3], которое разработано ещё в 1989 году. Среди специалистов давно сложилось мнение, что данный документ для современных условий устарел и необходима его переработка.

Частичное решение проблемы было достигнуто с выпуском в октябре 2009 г. «Инструкции по применению схем проветривания выемочных участков угольных шахт с изолированным отводом метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающих установок» [2], которая заменила также временные руководства компаний.

Важной частью проектирования проветривания выемочного участка является расчёт ожидаемого газовыделения по природной метаносности пластов. Анализ методик расчёта ожидаемого метановыделения по «Инструкции...»[2] и по «Руководству...»[3] показал, что большей частью они совпадают. За основу в «Инструкции...»[2] была взята методика расчёта из «Руководства...»[3] для условий Кузбасса, при этом некоторые положения были уточнены и дополнены.

Далее приведено сравнение расчётных значений, полученных по методике расчёта ожидаемого метановыделения, приведённой в «Инструкции...»[2], с фактическими значениями по данным системы автоматического газового контроля (АГК) по филиалу «шахта «Абашевская» (выемочный участок 16-17) и филиалу «шахта «Осиниковская» (выемочный участок 1-1-5-6 бис) ОАО «ОУК «Южкузбассуголь». На рассматриваемых шахтах применяется комбинированная схема проветривания выемочного участка.

Использованы показания следующих датчиков системы АГК:

- датчики контроля скорости воздуха на входящей и исходящей струях выемочного участка (устья вентиляционного и конвейерного штреков);
- датчик контроля концентрации газа метана на исходящей из очистного забоя (10-20 м от очистного забоя);
- датчик контроля скорости воздуха перед ВЦГ;
- датчик контроля концентрации газа метана перед ВЦГ.

При обработке данных систем АГК за календарный месяц в течение каждых суток выбирались максимальные значения расхода газа метана ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) на газоотсасывающих установках и соответствующие им значения на исходящей струе из очистного забоя.

Результаты представлены на рисунках 1-3: ряд 1 – фактический расход метана на исходящей струе, соответствующий максимальному расходу метана на газоотсосе; ряд 2 – фактический максимальный расход метана на газоотсосе; ряд 3 – расчётное газовыделение в очистную выработку (исходящая струя); ряд 4 – расчётное газовыделение в выработанное пространство

Как видно из рисунков 1-3 фактические максимальные расходы метана на газоотсасывающих установках, т.е. метановыделение в выработанное пространство из пластов-спутников, газоносных вмещающих горных пород и отрываемой части метановоздушной смеси из очистного забоя больше расчётных значений, полученных согласно «Инструкции...».

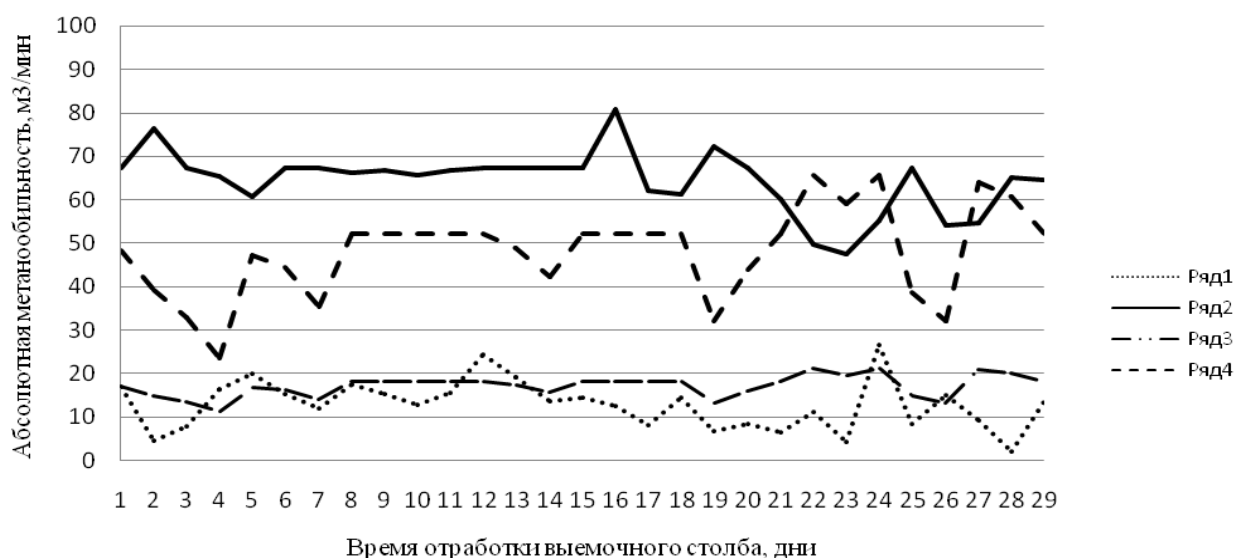


Рисунок 1 – Сравнение расчётной абсолютной метанообильности с фактической на выемочном участке 16-17 филиал «Шахта «Абашевская»

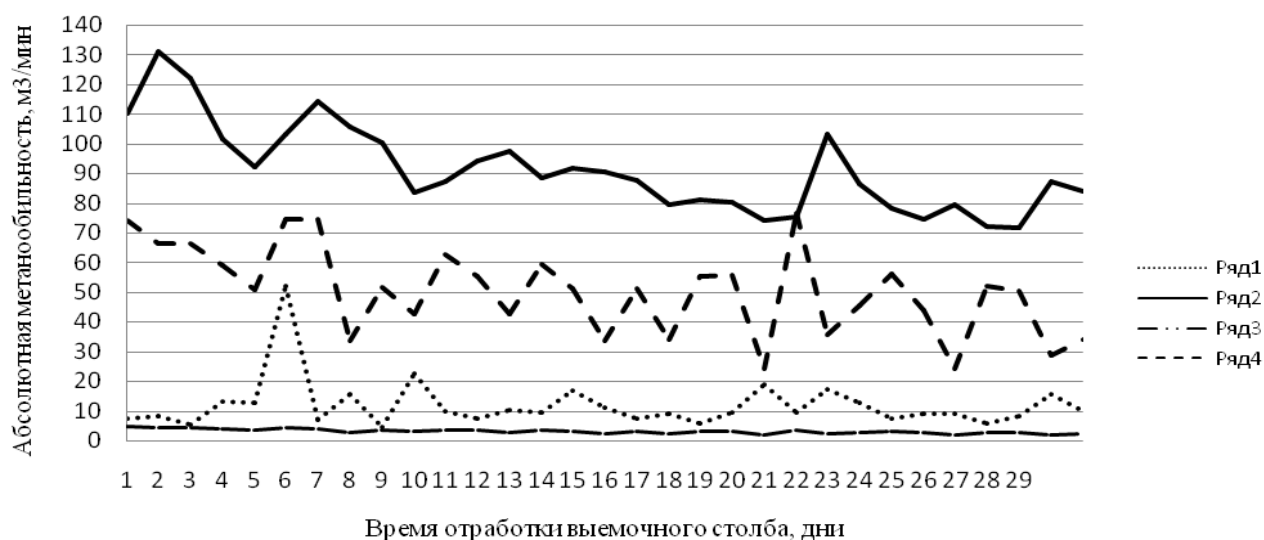


Рисунок 2 – Сравнение расчётной абсолютной метанообильности с фактической на выемочном участке 1-1-5-6 бис филиал «Шахта «Осинниковская»

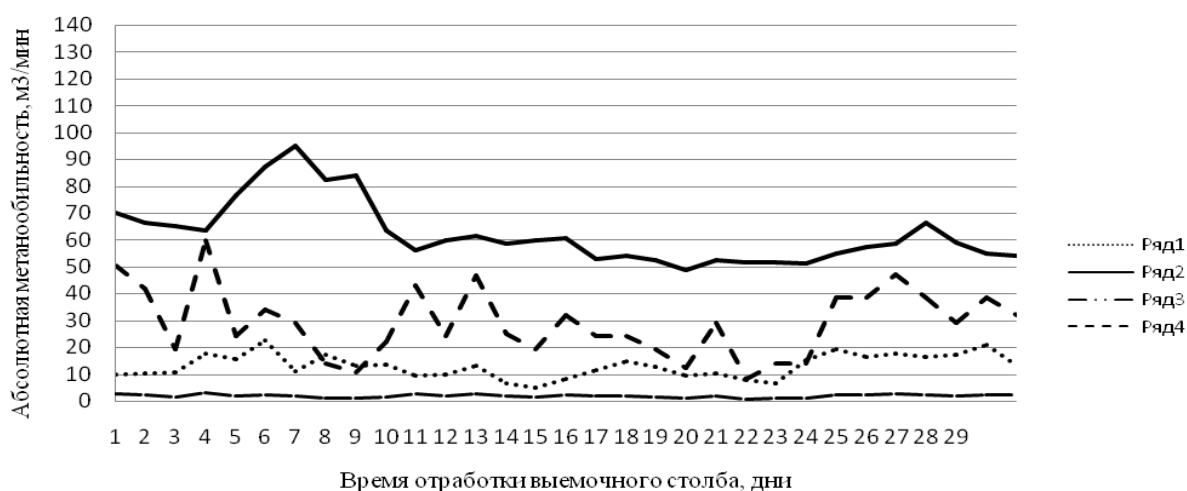


Рисунок 3 – Сравнение расчётной абсолютной метанообильности с фактической на выемочном участке 1-1-5-6 бис филиал «Шахта «Осинниковская»

#### Выводы.

1. Методика расчёта ожидаемого метановыделения по природной газоносности пластов в «Инструкции...» заимствована из «Руководства...» для условий Кузбасса, с уточнением некоторых положений и дополнениями для условий комбинированной схемы проветривания.

2. Несмотря на то, что в методике расчёта по «Инструкции...» учитываются дополнительные факторы и уточнены коэффициенты, в целом расчёт не прогнозирует фактического метановыделения в выработанное пространство.

3. В настоящее время отсутствуют надёжные методики прогноза параметров миграции метановоздушной смеси в выработанном пространстве при отработке высокогазоносных угольных пластов.

4. Необходим индивидуальный подход к проектированию вентиляции каждого выемочного участка с учётом уникальных горно-геологических и геомеханических параметров.

5. При расчётах ожидаемого метановыделения по природной метаноносности пластов и для получения объективных значений метановыделения в выработанное пространство при проектировании вентиляции выемочных участков необходимо моделирование его геомеха-

нических параметров, формирования газового коллектора и распределения метановоздушной смеси в выработанном пространстве.

6. Необходим системный подход к решению проблемы газоправления выемочного участка: различные виды дегазации, газоотсасывающие вентиляторы, комбинация методов и средств. Критерий оценки эффективности – безопасность ведения горных работ.

#### Список литературы

1. Каледина Н.О. Требования к проектированию систем вентиляции высокопроизводительных угольных шахт / Н.О. Каледина // Горный информационно-аналитический бюллетень / МГГУ. - М., 2005. - с. - 44 - 56.

2. Инструкция по применению схем проветривания выемочных участков угольных шахт с изолированным отводом метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающих установок / Кол. авторов. – М.: 2009. – 101 с.

3. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / Кол. авторов. - Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1989. – 319 с.

УДК [622,277+553,3](571.17)

#### ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ МЕТАНА

*Ремезов А.В., Черкашин А.А, Дарбинян Д.О., Бубнов К.А.*

*ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет»*

*г. Кемерово, Россия*

Энергия и ее источники всегда являлись объектом пристального внимания и изучения человечества. Сегодня, когда активно развивается промышленность и ограниченность энергоносителей уже является фактом, особенно остро стал вопрос об использовании новых энергетических ресурсов, таких как солнечная энергия, энергия ветра и приливов и т.п. Но технологии существующие в настоящее время не позволяют использовать данные источники в качестве основных, а машины и механизмы, созданные на их основе, не могут конкурировать с машинами, работающими на более привычном для нас топливе, таком как нефть и газ. В кузнецком бассейне большинство угольных шахт являются сверхкатегорными по метану. На этих шахтах газовый фактор ограничивает рост нагрузок на очистной забой и темпы проведения подготовительных выработок. При этом кроме экономического ущерба от потерь добычи, угольные предприятия испытывают социальный урон от травмирования при взрывах метана. Особое внимание следует оказать вопросу негативного влияния метана на атмосферу, которое в десятки раз большее, чем влияние оксидов углерода.

Таким образом, извлекая газ метан из угольного пласта предприятия могут решить целый ряд вопросов:

1. Увеличение темпов проведения подготовительных выработок.
2. Увеличение нагрузки на очистные забои.
3. Снижение аварийности на предприятии.
4. Снижение или полное исключение негативного влияния на экологию.
5. Прибыль от использования газа в качестве топлива или как сырья в химической промышленности.

Неоспоримым является тот факт, что газ метан – это потенциальный источник опасности для горных предприятий, оказывающий к тому же разрушающее влияние на атмосферу, но в то же время его разумное использование может решить многие проблемы, такие как снабжение человечества теплом, светом, полимерными материалами и многими другими благами цивилизации.



Значительные количества основных компонентов природного газа-метана и этана образуются при бактериальном брожении биомассы растительного и животного происхождения, а также в процессах переработки органического сырья.

Состав природного газа в зависимости от месторождения варьируется следующим образом: метан - 55-99%, этан – 1-10 (пропан + бутан) - до 10, C5-углеводороды и выше – 1-5%, остальное – азот, углекислый газ, сернистые соединения, гелий.

Для начала несколько слов о вредоносном влиянии на атмосферу. На протяжении последнего столетия, во-первых, увеличилось поступление в атмосферу парниковых газов (особенно углекислого газа и метана), происходящее в результате жизнедеятельности человека; во-вторых, концентрация этих газов в атмосфере действительно повысилась; в-третьих, чуть менее чем на 1°C выросла средняя температура земной поверхности. Однако строгих доказательств причинно-следственной связи между этими фактами нет. Существуют причины повышения средней температуры земной поверхности, не зависящие от человека и связанные с циклическими колебаниями климата, причем повышение концентрации "парниковых газов" в атмосфере может быть не причиной, а наоборот - следствием этих климатических изменений. Кроме того, какой бы масштабной не являлась деятельность человека на Земле, и как бы не было высоко наше самомнение, не мы являемся основными виновниками увеличения количества метана в атмосфере. Все живые организмы в своем жизненном цикле, так или иначе, производят метан. Он образуется как неизменный продукт обмена веществ в живом организме, что особенно актуально для скотоводства, и даже после смерти в процессе разложения организма.

Многочисленные синтезы на основе метана представляют огромный практический и теоретический интерес, так как позволяют получать ценнейшие органические соединения из природного газа практически без какой-либо предварительной переработки. Уже в настоящее время освоено промышленное производство большого количества важных продуктов из метана. Например, из него получают хлорсодержащие растворители, сероуглерод, синильную кислоту. В условиях пиролиза метана получают ацетилен и этилен. Каталитическая конверсия метана водяным паром является основным методом производства водорода и синтез-газа (смесь CO и H<sub>2</sub> в различных соотношениях). В свою очередь, синтез-газ в процессе Фишера-Тропша может быть превращен в различные кислородсодержащие соединения (метанол, формальдегид, ацетальдегид, уксусную кислоту, этиленгликоль), олефины, индивидуальные углеводороды, моторные топлива и другие продукты. В 1987 году в Новой Зеландии фирмой "Mobil Oil" был пущен в эксплуатацию завод по производству метанола и жидких углеводородов из продуктов паровой конверсии метана. Это свидетельствует о начале процесса переориентации ведущих нефтеперерабатывающих компаний на нефтяное сырье.

Об осуществлении реакции окислительной конденсации метана впервые сообщил Митчелл в 1980 году. Эта реакция каталитическая и протекает при температурах выше 700°C.

Итоги данной технологии.

1. В процессе реакции образуются продукты (этан, этилен, в малой степени пропан, пропилен), более реакционноспособные, чем исходный продукт метан. Поэтому те же катализаторы, которые способствуют окислению метана, благоприятствуют окислению продуктов реакции до оксидов углерода и воды. Следовательно, необходима разработка способов, предотвращающих последующее глубокое окисление желаемых продуктов реакции.

2. По той же причине кислород газовой фазы гораздо легче реагирует с продуктами реакции, чем с метаном. Необходимы порционная подача кислорода в зону реакции или быстрое удаление продуктов из реактора.

3. Для приготовления реакционных смесей требуется чистый кислород. Это приводит к значительному повышению себестоимости продукции, так как предполагает наличие криогенных заводов по получению сжиженного кислорода.

4. В процессе реакции ОКМ выделяется огромное количество тепла, которое необходимо утилизировать.

В настоящее время технология производства водорода, спиртов, тяжелых углеводородов из природного и нефтяного попутного газа включает в себя переработку исходного сырья в синтез - газ и последующее производство из него необходимых продуктов (процесс Фишера - Тропша). Этот процесс характеризуется большой материалоемкостью, высокой стоимостью оборудования, низкой скоростью переработки сырья.

Основными направлениями модернизации технологии являются:

- прямая переработка природного и попутного газа в жидкие или газообразные товарные продукты;
- минимизация размеров и повышение эффективности установок с целью переработки природного и нефтяного попутного газа непосредственно в местах их добычи;
- использование других видов сырья.

В качестве новых перспективных способов конверсии легких углеводородов в последние годы рассматриваются плазмохимические методы. Преимущественно разрабатываются методы, основанные на применении различных видов электрического разряда (барьерный, коронный).

Что касается применения природного газа непосредственно в качестве топлива, то подобные разработки уже активно ведутся в Кузбассе. Так первым метановым проектом стала установка блочно-модульной котельной на ООО «Шахта «Красногорская» в Прокопьевске, разработанная в «Углеметане». Проект выполняется в рамках Программы развития Организации Объединенных Наций и Глобального экологического фонда (ПРООН/ГЭФ) «Российская Федерация - устранение барьеров к извлечению и утилизации шахтного метана». В Кемеровской области работа по его реализации идет с 2003 года. Была смонтирована блочно-модульная котельная, изготовленная на Бийском заводе котельного оборудования. Мощность такой котельной невелика – всего 0,7 мегаватт. Но ее хватит для отопления, скажем, здания АБК шахты. Надо сказать, что это первый опыт использования подобных котельных на шахтах Кузбасса. В ее конструкции используется специальная газовая горелка, которая как раз и предназначена работать на шахтном метане. Она учитывает качество такой метановоздушной смеси, которая чаще всего встречается на шахтах. Мощность котельной рассчитали таким образом, чтобы потребляемой смеси, необходимой для выработки энергии одним модулем, хватало ровно на тот объем газа, который идет из типичного вакуум-насоса ВВН-50. Финансирование работ на «Красногорской» идет за счет программы ООН и внутренних ресурсов собственника угольного предприятия (компания СДС).

Для сжижения природного газа целесообразно использование установки "Криопак".

Технические характеристики комплекса по сжижению природного газа напрямую зависят от количества газа, подвергаемого ожижению, состава газа, его температуры и давления. Поэтому для каждого случая необходима проработка технологической схемы для определения состава оборудования, его характеристик и стоимости.

Для примера рассмотрим технические характеристики установки с производительностью по сжиженному газу 91 200 л СПГ/сутки и характеристиками источника исходного газа, приведенными ниже: состав исходного газа % (по объему): метан - 91,89, этан - 3,49, пропан - 1,65, бутан - 0,026, пентан - 0,165, азот - 1,65, углекислый газ - 0,998, влага - 0,12.

Таким образом, технологии переработки метана, находящиеся в процессе своего развития, имеют огромный потенциал в областях энергетики, экологии и производства большого спектра полимерных материалов.

#### Список литературы

1. Аншиц А.Г., Воскресенская Е.Н.. Окислительная конденсация метана - новый процесс переработки природного газа. Красноярский государственный технический университет.
2. Процесс Фишера-Тропша и оксо-синтез // Соросовский Образовательный Журнал. 1997. № 3. - С. 69-74.
3. Караханов Э.А. Синтез-газ как альтернатива нефти.

4. Алхазов Т.Г., Марголис Л.Я. Высокоселективные катализаторы окисления углеводородов. М.: Химия, 1988. -С. 191.
5. Материалы Кемеровского центра научно – технической информации.
6. Перспективы плазменных технологий переработки углеводородных газов. Р.Г. Шарафутдинов, В.В. Гагачев (Институт теплофизики СО РАН, Новосибирск), Г.Г. Гартвич, А.Е. Зарвин, В.Ж. Мадирбаев (Новосибирский государственный университет), В.А. Винокуров (РГУ нефти и газа им. И.М. Губкина, Москва).

УДК 662.7

## АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЙ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ

*Ремезов А.В., Бубнов К.А., Черкашин А.А., Дарбинян Д.О.*  
*ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет»*  
*г. Кемерово, Россия*

В старейшем учебнике по горному делу, изданном академиком Л.Д. Шевяковым в 1928г., дается качественная характеристика углей [1].

Ископаемые угли состоят из органической и минеральной частей.

Органическое вещество угля является сложной и разнообразной совокупностью химических соединений углерода, водорода, кислорода, азота и серы. Содержание этих элементов устанавливается элементарным анализом угля.

Например, для углей Донецкого бассейна характерен следующий элементарный состав органической массы (таблица 1). Органическая масса подмосковного (бурого) угля содержит углерода 71-75%, водорода – 3,8-5,0%, кислорода – 18,5-23,5% азота – 1,4-2,0%.

Промышленные качества угля устанавливаются следующими, кроме элементарного, анализами – техническим, пластометрическим, петрографическим. Кроме того, производятся исследования на обогатимость, испытание свойств углей при сухой перегонке, исследования плавкости золы и механических свойств.

Согласно определения [2] полезное ископаемое – природное минеральное образование земной коры неорганического и органического происхождения, которое может быть с достаточным экономическим эффектом использовано в сфере материального производства.

Таблица 1 - Состав органической массы донецких углей

| Элементы | Промышленные марки углей  |              |                            |              |                                 |            |               |
|----------|---------------------------|--------------|----------------------------|--------------|---------------------------------|------------|---------------|
|          | Д<br>длинно-<br>пламенный | Г<br>газовый | ПЖ<br>паровично-<br>жирный | К<br>коковый | ПС<br>паровично-<br>спекающийся | Т<br>тощий | А<br>антрацит |
| Углерод  | 76-86                     | 78-89        | 84-90                      | 87-92        | 89-94                           | 90-95      | 95-97,5       |
| Водород  | 5-6                       | 4,5-5,5      | 4-5,4                      | 4-5,2        | 3,8-4,9                         | 3,4-4,4    | 1,2-2,7       |
| Кислород | 10-17,5                   | 6,8-16       | 5-10,5                     | 3-8          | 2-5                             | 1,6-4,5    |               |
| Азот     | 1,8                       | 1,7          | 1,7                        | 1,5          | 1,5                             | 1,2        | 1,5-3,5       |

Каменный уголь – твердое горючее полезное ископаемое растительного (частично животного) происхождения, содержащее некоторое количество минеральных примесей; в земной коре залегает пластами.

Общие запасы органического углерода в литосфере Земли составляют около 4000Гт [3]. Значительную долю запасов горючих ископаемых составляют угли. Более 77% достовер-

ных запасов приходится на шесть стран – США, Индию, Китай, Россию, ЮАР и Австралию. Данные о запасах [4] некоторых стран в млн. т (по категориям I - каменный уголь, включая антрацит, II – бурый и лигнит) приведены в таблице 2.

Как следует из таблицы 1, основная часть органической массы углей разных марок составляет углерод (от 76 до 97,5%). Согласно Российской угольной энциклопедии издания Москва - Санкт Петербург, 2007г. [5] углерод (a. carbon) – хим. элемент IV группы периодической системы Менделеева, атомный номер 6, атомная масса 12,01. Стабильные изотопы:  $^{12}\text{C}$  (98,99%) и  $^{13}\text{C}$  (1,11%). Из радиоактивных изотопов наиболее важен  $^{14}\text{C}$  с периодом полураспада  $5,6 \cdot 10^3$  лет, который образуется в верхних слоях атмосферы из атома  $^{14}\text{N}$  под действием космического излучения. Электронное строение углерода -  $1s^2 2s^2 2p^2$ . Элементарная природа углерода была установлена в 1789г. А.Лавуазье.

Таблица 2 - Запасы углей некоторых стран мира (млн. тонн) [3]

| Страна мира                             | I             | II            | Всего         | Доля, %    |
|-----------------------------------------|---------------|---------------|---------------|------------|
| <b>Северная Америка</b>                 | 120222        | 137561        | 257783        | 26,2       |
| США                                     | 115891        | 134103        | 249994        | 25,4       |
| Канада                                  | 3471          | 3107          | 6578          | 0,7        |
| <b>Центральная и Южная Америка</b>      | 7738          | 14014         | 21751         | 2,2        |
| Бразилия                                |               | 11929         | 11929         | 1,2        |
| Колумбия                                | 6267          | 381           | 6648          | 0,7        |
| <b>Европа и бывший СССР</b>             | 144874        | 210496        | 355370        | 36,1       |
| РФ                                      | 49088         | 107922        | 157010        | 15,9       |
| ФРГ                                     | 23000         | 43000         | 66000         | 6,7        |
| Украина                                 | 16274         | 17879         | 34153         | 3,5        |
| Казахстан                               | 31000         | 3000          | 34000         | 3,5        |
| Польша                                  | 20300         | 1860          | 22160         | 2,3        |
| Чехия                                   | 2114          | 3564          | 5678          | 0,6        |
| <b>Африка, Ближний и Средний Восток</b> | 56881         | 195           | 57077         | 5,8        |
| ЮАР                                     | 49520         |               | 49520         | 5,0        |
| <b>Азиатско-тихоокеанский регион</b>    | 189347        | 103124        | 292471        | 29,7       |
| КНР                                     | 62200         | 52300         | 114500        | 11,6       |
| Индия                                   | 82396         | 2000          | 84396         | 8,6        |
| Австралия                               | 42550         | 39540         | 82090         | 8,3        |
| Индонезия                               | 790           | 4580          | 5370          | 0,5        |
| <b>ВСЕГО</b>                            | <b>519062</b> | <b>465391</b> | <b>984453</b> | <b>100</b> |

Углерод проявляет степени окисления  $\pm 4$ . Электронная оболочка атома углерода может находиться в шести физических состояниях и состоит из 4 внешних не спаренных электронов, за счет обобществления которых атомы углерода соединяются ковалентными связями с образованием кристаллических решеток различной размерности, а также прочных и длинных полимерных цепей и циклов с общей формулой  $\text{C}_n$  (Д.И. Менделеев, рисунок 1). Большинство аллотропных модификаций углерода при обычных условиях химически инертны, при высоких температурах соединяются со многими элементами, проявляя сильные восстановительные свойства, нерастворимы в обычных растворителях, но растворяются в некоторых расплавленных металлах (например, Fe, Ni, Co). Углерод обладает свойствами как металла, так не металла.

В природе углерод встречается в свободном (графит, алмаз, карбин, фуллерен, лонсдейлит) связанном состоянии, главным образом в составе карбонатных и органических горных пород, в биомассе, атмосфере и в водных растворах. Монокристаллы углерода рассматриваются как высокомолекулярные углеводороды с предельно низким содержанием водоро-

да. Число собственных минералов углерода – 112, число изученных органических соединений углерода превышает 2 млн.

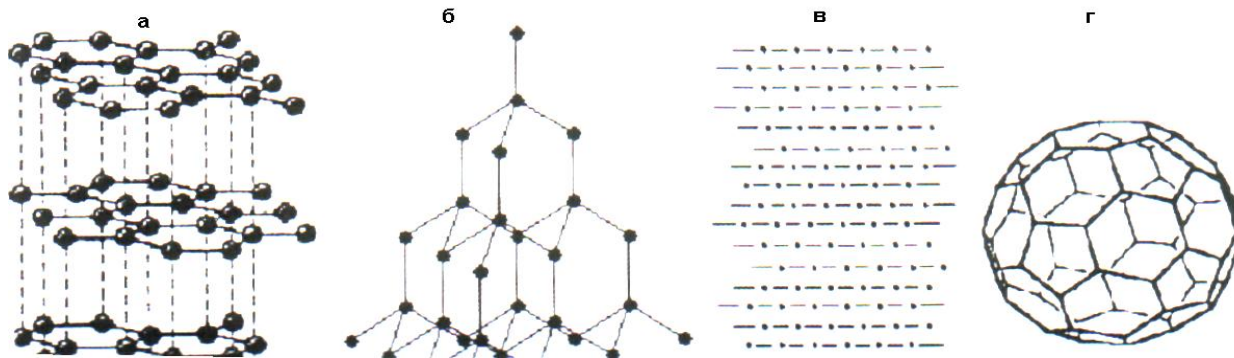


Рисунок 1 - Структура аллотропных модификаций углерода:  
а – графит, б – алмаз, в – карбин, г - фуллерен

В результате исследований технологических свойств углей должны быть получены данные, достаточные для определения возможных направлений промышленного использования и соответствующего проектирования технологической схемы их переработки с комплексным извлечением промышленно значимых попутных компонентов (радиоактивные элементы, германий, галлий, молибден, свинец и др.).

С развитием различных технологий, связанных в первую очередь с достаточным и конкретным обеспечением жизненных потребностей человека, требуется вовлечения в переработку все больших объемов природных ресурсов. В связи с этим человечество ставит все более настойчиво вопрос об их рациональном использовании, точнее сказать ставит вопрос о глубоком использовании всех возможностей природных ресурсов на основании как современных разработок научных сопровождений переработки природных ресурсов, так и на основе новых научных разработок, в том числе новых научных разработок, базирующихся на основе нового развития науки – нанотехнологии.

На настоящий момент человечество для обеспечения своей жизнедеятельности, т.е. для обеспечения общества разными видами энергии, научилось в основном использовать добываемый уголь, как и тысячи лет назад.

Человечество, как малый ребенок Природы, только делает первые шаги в использовании других видов энергии.

Мы попытаемся наиболее перспективные направления переработки угля представить в виде схемы (рисунок 2), а затем более подробно рассмотрим каждое направление.

Рассмотрим процесс сжигания углей. Сжигание углей происходит при высокотемпературных термоокислительных процессах, при которых органо-минеральная масса углей превращается в простейшие кислородосодержащие газы и пары, тепловая и механическая энергия которых используется в турбинах, вращающих генераторы, с получением электроэнергии. Минеральные остатки в виде золы и шлаков используются в строительстве, а также являются высокоэффективным сырьем для извлечения ценных элементов. Но в силу низкой технологии, используемой при сжигании различных марок, сжигание углей при современных применяемых технологиях сжигания является опасным для здоровья людей и окружающей среды, так как при существующих технологиях сжигания угля выделяется большое количество вредных веществ и соединений, вызывающих, в том числе, и парниковый эффект.

Уголь в перспективе в ближайшее время для многих стран может стать единственным первичным энергоносителем. Мы считаем, что человечество, населяющее планету Земля, в скором времени найдет и сумеет использовать наиболее современные носители энергии.

Во многих странах ведутся обширные научные исследования в области улучшения процесса сжигания угля, снижения вредных выбросов, при этом в Китае, Японии, США имеются значительные положительные результаты. Разрабатываются и применяются катали-

заторы для связывания вредных веществ и уменьшения их выбросов. В последнее время в мире проявляется возрастающий интерес к совместному сжиганию угля, органических отходов и биосырья. Проведенные опыты дали значительные положительные результаты по снижению выбросов вредных веществ.



Рисунок 2 - Перспективные направления переработки угля

В Европе в настоящее время многие стройки обеспечиваются сухим гипсом, полученным при обессеривании дымовых газов за счет угольных или других шламов с частицами менее 45 мкм.

Для нужд строительства используются также шламы многих электростанций в зависимости от качества используемых углей.

**Производство кокса.** Производство металлургического кокса в настоящее время организовано, как самостоятельное производство, так и на металлургических заводах. Это производство осуществляется в коксовых батареях, коксовых печах или отдельных реакторах (Джумбо) с улавливанием или без улавливания побочных вредных продуктов и попутным получением тепловой и электрической энергии (например, в США). Технологии получения кокса многообразны.

Производство кокса постоянно увеличивается, в соответствии с увеличением производства стали, и совершенствуется с целью снижения вредных выбросов, но и до настоящего времени считается экологически грязной технологией.

Доминирующее положение в мире по производству и экспорту кокса занимает Китай. Китай и Россия контролируют около 70% мирового рынка кокса. Мировым экспортерам кокса является Германия и Япония.

В зависимости от петрографических характеристик углей при его нагревании до определенной температуры уголь становится пластическим и образуется жидкая фаза.

Технология переработки «побочных» продуктов коксования постоянно развивается. Наибольший объем «побочных» продуктов составляют коксовый газ и смола.

Коксовый газ используется для обогрева самих коксовых печей, а также используется как бытовой газ и на другие цели.

Смола используется в качестве сырья для получения синтетических смол – кумероновой и поволочной, а также для получения высокомолекулярных синтетических веществ.

Фенольная смола при изготовлении негорючего тепло- и звукоизоляционного материалов в строительных материалах, сохраняющих свою прочность при нагреве до 300°C, в бытовых приборах, упрочнения каучука при производстве авто и аэрошин, в моторостроении, в космическом производстве, в атомной промышленности и т.д. получаемый нафталин является основанием для получения других химических продуктов, в том числе используемых даже в сельском хозяйстве.

Широкое применение находят каменноугольные пеки, которые широко используются в электротехническом производстве.

Для очистки продуктов коксования от вредных и ядовитых примесей используют различные катализаторы.

В последнее время много внимания при производстве кокса уделено охране окружающей среды. В Германии и Японии создано чистое производство кокса.

Необходимо отметить важность анализа ПАУ в связи с их отрицательным воздействием на живые организмы, канцерогенность и мутагенные свойства.

На международных форумах и конференциях, проводимых по вопросу производства кокса и использованию побочных продуктов при производстве кокса, много внимания уделяется проблемам охраны окружающей среды. В Германии, в ЕС, США и Японии приняты по данному вопросу специальные законы.

Необходимо расшифровать значение термина «пиролиз» [6]. Пиролиз – термическое разложение, сухая перегонка – расщепление органических соединений угля с образованием продуктов меньшей молекулярной массы при нагревании. В процессах пиролиза угля и других твердых горючих ископаемых (ТГИ) основные термические превращения включают деградацию органических молекул: полное и частичное отщепление функциональных групп с образованием простейших органических соединений – воды, оксидов углерода, аммиака, сероводорода, полимеризацию или конденсацию, образующихся фрагментов и продуктов превращения; изомеризацию; отщепление водорода; сополимеризацию и др. реакции.

Основным целевым назначением пиролиза как промышленного метода является максимально возможное (для процессов термической переработки) использование химического потенциала ТГИ и получение ценных товарных продуктов. Выход и качество продуктов пиролиза зависят от свойств перерабатываемого ТГИ, условий нагревания, в частности, от скорости подвода тепла, конечной температуры нагревания, давления. Большое значение имеют также тип применяемой температуры (печей), способ нагрева, крупность кусков ТГИ. Ввиду многообразия методов пиролиза каждый процесс термической переработки ТГИ в промышленности имеет конкретное наименование.

**Газификация.** Газификация является одним из старейших после коксования методов переработки углей. Мировое потребление углей в производстве газа в настоящее время оценивается примерно в 60 млн. тонн в год.

Развитие добычи и потребление природного газа привело к снижению производства и потребления газообразного топлива из угля, а в отдельных странах такое производство ликвидировано. Но еще сохранилось в достаточном объеме производство химического сырья и продуктов на базе синтез-газа из угля, а также синтетического моторного топлива.

Газификация угля ведется наземным и подземным способами, в настоящее время преобладает наземный способ.

Газификации подвергаются угли различные как по своему петрографическому, так и по гранулометрическому составу. Для газификации каждого угля применяются свои газогенераторы и в результате этого получают газ специфического состава для соответствующего потребления.

По дальнесрочным прогнозам газификация углей не только сохраниться, но и подземная газификация углей будет развиваться и расти в объемах.

Этот прогноз оправдан сохранением в мире специальных НИИ и проектных организаций. Например, администрация бывшего Президента США Буша выделило 1 млрд. долларов для проектирования, строительства и эксплуатации свободной от выбросов в атмосферу



угольной электростанции и установки для производства водорода, а также строительство крупной лаборатории для испытания чистой энергии, улавливания углерода и технологией «от угля к водороду».

Проект основан на газификации угля с получением синтез-газа из  $H_2$  и  $CO$  по разработанной в США технологии газификации с паром для получения дополнительного  $H_2$  и  $CO_2$ . Водород будет использоваться в качестве чистого топлива для выработки электроэнергии в турбинах, топливных элементах и при гибриде этих технологий; на среднесрочную перспективу - для переработки нефти, а на дальнюю - в качестве моторного топлива вместо нефтяного.

Уловленный на установке  $CO_2$  будет отделяться на разрабатываемых новых мембранах и перманентно захороняться в геологических формациях. Перспективными могут быть резервуары с истощившимися запасами нефти и газа; непригодные для разработки угольные пласты, глубокие соляные обводненные и базальтовые формации. Все эти резервуары распространены в США. Резервуары будут заполняться под постоянным надзором для предотвращения просачивания. Для этой цели правительство США известило о поддержке создания новой организации - *Carbon Sequestration Forum*.

Имеется международная кооперация в области захоронения  $CO_2$ . Так, ученые 18 стран ведут наблюдения за проектом *Weyburn* по извлечению нефти в провинции Саскачеван, по которому  $CO_2$  с установки *Great Plains* для газификации угля в Северной Дакоте инжектируется в действующее нефтяное месторождение. Под наблюдением находится и побочный проект *Sleipnerj* Северном море. Захоронение  $CO_2$  рекомендуется и для дальнейшего увеличения извлечения метана из угольных пластов.

Разработан, испытан и рекомендуется для переработки углей, биомассы, и отходов и остатков химической промышленности процесс кислородной газификации в витающем слое при температуре 900-1300°C с нижним отводом синтез-газа и шлака, с последующей очисткой и кондиционированием газа в соответствии с конечным потреблением. Процесс рекомендован для переработки низкотемпературных отходов (1-5%) и ультрачистого угля (в реакторах с соответствующей системой охлаждения реакционной зоны). Достигается степень конверсии углерода более 99%; газ не содержит углеводородов, диоксина и фурана (при переработке C1-содержащего сырья). Небольшое количество шлаков гранулируется при охлаждении синтез-газа со шлаком до температуры 800°C при впрыскивании воды на переходе из реактора в систему очистки.

Подземная газификация углей (ПГУ), развивавшаяся в первой половине 20 века, пошла на спад к началу 21 века. С одной стороны, она не могла выдержать конкуренции со стороны природного газа, с другой стороны - по экономическим причинам. Так, интенсивно ведущиеся работы на опытных подземных газогенераторах Ханна в штате Вайоминг, США, были полностью прекращены после обнаруженного сильного загрязненного токсичными органическими веществами подземной зоны, примыкающей к каналу газификации.

Однако работы по изучению на моделях ПГУ, в том числе для наклонных угольных пластов проводились в 1990-х гг. и продолжаются в настоящее время в Китае. Выполнены модельные опыты на пласте каменного угля *Huating* со следующими результатами анализов: технического  $W^{af}$  9,77,  $A^{af}$  6,69,  $V^{af}$  35,9 % и элементного состава (% daf) - C - 78,45; H - 4,62; O - 16,08; N - 0,33 и S - 0,52. Газификацию вели на парокислородном дутье в модельном газогенераторе с размерами (мм) 100×400×2000 с 4-мя скважинами. Оптимальное соотношение пара к кислороду в дутье составляло 1,5-2. Составлен массовый баланс процесса. Один из составов продуктов при нулевом содержании  $O_2$  характеризуется содержанием компонентов -  $H_2$  - 41,05;  $CO$  - 28,31;  $CH_4$  - 7,88;  $CO_2$  - 21,92;  $N_2$  - 0,84;  $(CO+H_2)$  - 79,36.

В Китае интенсивно приводится анализ физических и химических характеристик углей, и различных факторов, влияющих на ПГУ, в том числе, температуры, интенсивности обводнения, мощности угольного пласта и рабочего давления. Наиболее важным фактором признана температура. Отмечено образование в пласте при высоких температурах трещин и



пустот. При постоянной доле пустот в зоне горения угля (температура горения ниже 1000°C) суммарная скорость реакции газификации контролировалась параметрами химической кинетики.

После завершения расходования свободного кислорода уголь вступал в зону восстановления, длина которой в 1,5-2 раза больше зоны окисления. Под действием высокой температуры угольное тело над тоннелем расширялось и трескалось, в туннель, под действием силы тяжести, непрерывно падал уголь, заполняя его рыхлыми кусками, приобретающими высокую активность при газификации.

В зоне сушки температура в результате эндотермических процессов снижалась с 600 до 200°C. К основным физическим изменениям в массиве угля относятся сушка угля, трещинообразование (путь к утечке остатков неразложившихся паров смолы в окружающую подземную среду), абсорбция и усадка пласта при температуре менее 300 °C с одновременным поглощением некоторого количества парафиновых углеводородов, а при температуре > 300°C - паров воды и CO<sub>2</sub>. Идут также химические изменения: отделяется часть летучих и маслоподобная жидкость; при 350-50°C выделяется большое количество смолы, а при 450°C - пек и воспламеняющийся газ.

Таким образом, отмечены присутствие поликонденсированной ароматики и двух химически загрязняющих веществ в подземной окружающей среде вокруг зоны ПГУ. Это может быть объяснено, с одной стороны, прогревом углесодержащей породы с образованием углеводородной смеси в зоне окисления генератора, а с другой, фильтрацией парогазовой смеси через усадочные трещины в зоне сушки. Такая усадка должна быть особенно значительной для влажных низкометаморфизованных газифицируемых углей Вайоминга.

Большое значение, как для защиты окружающей среды, так и для повышения потребительской ценности полученного газа, играют методы и системы очистки и сепарации полученного сырого газа, которые постоянно модифицируются и обновляются. Приводятся лишь отдельные примеры патентных предложений.

Из сырого газа перед его сероочисткой в процессе Клауса предложено адсорбционное удаление углеводородов из потока кислых газов. После адсорбции проводится десорбция углеводородов из адсорбента, отделение кислых газов, частично адсорбированных совместно с углеводородными. Адсорбцию осуществляют на молекулярном сите из кристаллического силиката и алюмосиликатного цеолита.

Предложен способ обессеривания технических газов под давлением с одновременным извлечением серы. Применено парциально каталитическое окисление серосодержащих компонентов, включающее следующие ступени: добавки O<sub>2</sub>; прямое окисление серы; конденсацию серы; поглощение H<sub>2</sub>S.

Все ступени осуществляются под одним давлением.

Прямое окисление проводят при точке росы водяного пара на 20-30° ниже охлаждающей поверхности, на которой конденсируется сера. Для этого газы охлаждают на 40-80°C, а перед этим их нагревают до 140-200°C.

**Полукоксование и пиролиз.** С научной точки зрения пиролиз (или термолиз) углей представляет все процессы конверсии углей при средних и высоких температурах выше температуры сушки и бертинирования, и протекающие в окислительной, восстановительной и химически инертной среде.

С технической точки зрения полукоксование и среднетемпературное коксование отличаются между собой по целевым продуктам. При полу- и среднетемпературном коксовании целевой продукт - полукокс и среднетемпературный кокс (их часто именуют "char"), а побочный - парогазовая смесь (летучие продукты).

При пиролизе наоборот, парогазовые продукты - главные, а карбонизованный (углеродистый) остаток в виде полукокса или среднетемпературного кокса - побочные продукты. Однако ценность тех или других может существенно различаться, а в некоторых случаях по ценности побочный может превосходить основной продукт.

Полукоксование в настоящее время применяют для получения высокорекреационного бездымного топлива для бытовых печей и малой энергетики со сжиганием топлива на колосниковых решетках; последующей активации в производстве с получением активированных углей. В последнее время показана эффективность инъекции измельченного полукокса в топочные газы для восстановления NO и других целей.

Среднетемпературный кокс с высоким удельным сопротивлением применяют в качестве углеродистого восстановителя в электротермических процессах.

К числу важнейших свойств углеродистых остатков, образующихся в процессах пиролиза, полукоксования и среднетемпературного коксования, относится их реакционная способность.

В процессах пиролиза происходят существенные изменения химической структуры углей, носящие различный характер и разную интенсивность для разных мацералов.

При изучении особенностей пиролиза отдельных мацералов имеет значение чистота их выделения и особенности их химической структуры.

Изучалось образование и выделение отдельных продуктов пиролиза. Особенный интерес представляли продукты, содержащие азот и серу, так как их удаление при пиролизе позволяло получать более чистое остаточное твердое топливо.

В химической технологии угля нашел применение гидропиролиз высокосернистых углей, как одно из направлений в конверсии угля. Так исследовали влияние деминерализации трех битуминозных углей разной степени метаморфизма с содержанием золы в рядовых углях от среднего до высокого и содержанием общей серы 1,98; 2,61 и 3,98%. Гидропиролиз проводили с непрерывной масс-спектрометрией серосодержащих газов. Показана дифференциация в поведении серы при пиролизе. Присутствие щелочноземельных минералов в рядовом угле играет важную роль в связывании серы, а кислотно-земельные могут промотировать разложение органической серы.

Как уже говорилось по одной из новых концепций XXI век рассматривают, как век рождения новой углехимии, принимая уголь, как химический реагент. Также ставится задача создания новой сырьевой базы для промышленности органического синтеза, которая могла бы заменить нефтепереработку и нефтехимию.

**Ожижение и экстракция углей.** К процессам ожижения относится конверсия органической массы углей, находящейся в твердофазном состоянии, в жидкофазное с возможным присутствием газов и неконденсирующихся паров.

В 20 веке основными процессами ожижения углей в промышленных масштабах были гидрогенизация и пиролитическое растворение, позволившие обеспечить необходимыми ресурсами моторного топлива Германию в период Второй мировой войны, но рост мировой добычи нефти и производства моторного топлива из природного жидкого углеводородного сырья вынудили свернуть производство синтетического жидкого топлива из угля методами прямого ожижения. Однако поиски новых более эффективных решений продолжаются.

В настоящее время наиболее крупномасштабные работы по созданию промышленного производства бензина, дизельного топлива и химических продуктов методом каталитической гидрогенизации ведутся в Китае.

Во внутренней Монголии ведется строительство 1-й технологической нитки завода синтетического моторного топлива из каменных углей по технологии, с участием и использованием опыта фирм США. Общая мощность завода составит 4300т в сутки перерабатываемого угля. В будущем намечают построить три аналогичных завода.

Одновременно ведутся фундаментальные исследования в области катализа: подготовки эффективных катализаторов для непрямого ожижения углей - применение синтез-газа и синтеза Фишера-Тропша, как возможные альтернативы гидрогенизации.

Участие в разработке эффективных катализаторов для китайского завода по ожижению угля принимает и японская компания *Mitsui Eng. and Shipbuilding Co., Ltd.*

Получение синтетического жидкого топлива и химических продуктов наиболее крупном промышленном масштабе почти 50 лет действует и развивается в ЮАР на основе полу-

чения синтез-газа и каталитического синтеза Фишер Тропша, о чем уже было сказано в разделе по газификации.

В настоящее время в Австралии ведется проектирование промышленно комплекса для производства из бурых углей Латrobe Валлей в Виктории 55тыс. баррелей в сутки низкосернистых жидких топлив, главным образом дизельного, и 500МВт электроэнергии. Уголь будет газифицироваться, а газ перерабатываться в жидкое топливо с помощью синтеза Фишера-Тропша по методу *Syntroleum Corp.* Там же сообщается, что в начале 2003г. на заводе синтетического топлива в г. Секунда пущена установка на 120тыс.т/год для получения спиртов  $C_{12}$ - $C_{15}$  из олефинов  $C_2$ - $C_4$ , полученных по синтезу Фишера-Тропша. Для этого применен оксопроцесс при низком давлении по технологии *Davy Process Ltd.* (Лондон). Это будет первое в промышленности применение процесса гидроформилирования для получения спиртов.

Привлекает внимание также возможность совместного ожижения угля, пластиков и других органических остатков и отходов.

Технология производства синтетического жидкого топлива из углей составляет часть разрабатываемой в Китае стратегии новой углехимической промышленности. При этом чистая энергия и химические продукты из угля рассматриваются, как альтернатива вырабатываемым из нефти. Новая технология конверсии угля будет служить базой рационального и эффективного использования углей и чистого производства энергии и должна рассматриваться, как путь экономической оптимизации развития ряда отраслей промышленности - химической технологии угля, органического синтеза, электроэнергетики и других.

В течение выполнения 10-летнего плана будут осуществляться демонстрационные проекты по китайской технологии на основе развития высокой отечественной техники. К 2010г. должна быть завершена демонстрация технологии ожижения угля и самостоятельно разработаны технологии и созданы производственные мощности по выпуску жидкого топлива для двигателей внутреннего сгорания и синтетических химических продуктов - производных угля с общим объемом 10 и 4,5млн.т в год, соответственно. Прогрессивная технология ожижения угля будет развиваться и после 2010г.

К 2010г. общие мощности по топливным маслам, альтернативным химическим продуктам и другим чистым топливам должны достичь 60, 20 и 25млн.т/год, соответственно.

**Адсорбенты и углеродные материалы.** Адсорбенты имели важное значение еще со времен господства алхимии и создания первых больших человеческих поселений, нуждающихся в чистой питьевой воде и организации очистки сбрасываемой использованной воды, а также природных вод, загрязненных минеральными примесями; для получения лекарственных препаратов.

Адсорбенты и углеродные продукты и материалы разного назначения из ископаемых углей представляют значительную ценность для многих отраслей промышленности, поэтому технология их производства имеет большие перспективы для своего развития.

С возрастанием требований к защите окружающей среды следует ожидать увеличения потребностей в активированных углях, а следовательно, и роста переработки углей для этих целей.

Определяющим в формировании активированных углей требуемого качества являются его пористая структура и распределение пор по размерам; немаловажным является их механическая прочность и устойчивость в специфических жидких и газообразных средах.

Сырьем для производства активированных углей могут служить угли всех стадий метаморфизма - от бурых до антрацитов, твердые продукты их термической переработки и даже угольные смолы и пеки. Наибольшее распространение получила традиционная технология, состоящая из стадий карбонизации (полукоксования, среднетемпературного и даже высокотемпературного коксования с получением коксовой пыли и мелкозернистого кокса) и активации. Но вместе с тем и природные угли могут с успехом выполнять функции очистки жидких и газообразных сред.

Старейшим фильтрующим материалом служит антрацит.

В России и странах СНГ исследовали активацию паром в кипящем слое углей разной стадии метаморфизма и пришли к выводам, что для получения активированных углей с показателем активности  $F > 30$  и соответствующих марке ДАК, выпускаемой промышленностью для очистки от масел и сточных вод, можно применять угли с показателями отражения витринита 1,5-5,7% без предварительной карбонизации.

Активированный уголь (углерод), кроме того, служит эффективным носителем диспергированных в нем металлов, служащих реагентами или катализаторами.

Углеродные материалы из углей охватывают большую группу, включающую композиты, молекулярные сита, волокна углеродные и активированные углеродные волокна, фуллерены, синтетический алмаз, не говоря о хорошо известной электродной продукции и синтетического конструкционного графита, сажи и др.

В медицине в качестве материала для имплантации применены С-С-композиты 4-х типов - на основе углеродных волокон, карбонизованной смолы, графитированного пека и пироуглерода.

Показана возможность получения С-С композитных материалов с более высокими техническими характеристиками, чем выпускаемые промышленностью традиционные полимерные смолы. Это достигнуто при получении С-С-композитов на основе полиамидной матрицы и каменноугольного пека, пропитывающего матрицу. Полученный материал отмечался высокой прочностью на разрыв.

Роль С-С-композитов в будущем была освещена еще в 1997г. К новому виду углеродных материалов можно отнести получаемые на основе наноуглерода.

С-нанотрубы рассматриваются, как перспективный конструкционный материал будущего, а уголь, как привлекательное сырье для производства наноуглерода и материалов на его основе по своей уникальной химической структуре и запасам.

Сообщалось о получении нанотруб из китайского и новозеландского битуминозного угля в плазменной дуге с отложением наноуглерода на поверхности катода. В структуре угля и его производных присутствует полиароматическая мезо-фаза, а вещества с ее содержанием рассматриваются как сырье для получения высокомодульных и ультравысокомодульных углеродных волокон, спекшихся углеродов и графитов, и углероды, армированные углеродными волокнами.

В отличие от таких стран, как США, ЮАР, Германия, Китай, в которых интенсивно ведутся работы по разработке новых технологий по комплексному использованию углей, в России, из-за отсутствия достаточного финансирования работы в данном направлении, почти не ведутся, за исключением теоретических работ институтов – Институт Угля и углехимии РАН (г. Кемерово) и Институт горючих ископаемых (ИГИ г. Москва).

Действующий завод полукоксования в г. Ленинск-Кузнецкий, построенный на принципах аллотермической реакции с объемом переработки угля примерно около 0,4 млн. т в год находится в стадии банкротства. Завод был создан на базе оборудования, вывезенного по репарации из Германии после ее разгрома и капитуляции.

Для получения 1 т полукокса в среднем расходовалось около 1,55 т концентрата угля, 22 кВт·ч электроэнергии и 104500 кДж тепловой энергии. Оборудование завода устарело. Производство является нерентабельным.

Работы по полукоксованию (автотермический процесс) ведутся также в г.

ОС сноярске, ЗАО «Карбоника-Ф» и Сибтермо. Основными продуктами переработки угля при этом являются полукоксы и горючий газ. Эти продукты не являются конечными и могут перерабатываться дальше. Но все жидкие фракции топлива не могут быть использованы как горючее для заправки автомобилей и должны быть переработаны (облагорожены), но строительство промышленных установок крекинга и реформинга достаточно сложный и дорогостоящий процесс, т.е. это целые заводы подобные заводам по переработке нефти. Для достижения рентабельности таких предприятий необходимы большие объемы переработки.

По нашему мнению, сколько бы мы не говорили о том, что нефти и газа не так уже много и они быстрыми темпами убывают, а угля как горючего ископаемого у нас в России

очень много, то необходимо – то, что мало приберечь, а то, что много – интенсивнее использовать. Но все другие отрасли промышленности нефти и газа, как и угольная промышленность, интенсивно разрабатывают планы по увеличению объемов добычи и того, что уже мало, то угольщикам пора задуматься над экологической чистотой своей продукции. Работает основной закон потребления на рынке – раскупается то, что лучше.

Использование угля в отличие от газа в настоящее время еще является довольно грязной и экологически вредной технологией, требующей значительных затрат на разработку новых технологий использования угля, но от этого не уйти. Угольной промышленности необходимо на потребительский рынок поставлять газ, жидкое топливо и различные продукты, полученные в результате переработки угля, в том числе за счет развития высоких технологий (нанотехнологий) потребление которых гораздо экологически чище, чем просто потреблять уголь, как источник тепла. Эти технологии должны развивать сами угольщики, а государство должно им помогать, как за счет стимулирования развития отрасли комплексной переработки угля, так и за счет налоговых преференций частному инвестору.

Много в России говорится и пишется о комплексной переработке и использовании угля, но сделано мало. Для активизации этого процесса мы предлагаем Администрации Кемеровской области провести в г. Кемерово ярмарку готовых проектов (а не теоретических рассуждений) по комплексному использованию угля, как отечественных, так и зарубежных производителей с присутствием на ней собственников угольных предприятий.

#### Список литературы

1. Шевяков Л.Д. Разработка месторождений полезных ископаемых / Москва-Ленинград: Углетехиздат, 1953. – 746с.
2. Килячков А.П. Технология горного производства, М.: Недра, 1985. – 400с.
3. Переработка углей / Цыкарев Д.А., Г.И. Петрова, М.И. Бычев // Якутск, 2005. – 120с.
4. Мировой рынок угля / Кокс и химия. – 2005. - № 11. – С 44-45.
5. Российская угольная энциклопедия. Москва-С.Петербург, 2004.
6. Советский энциклопедический словарь: редакционная коллегия. Москва, 1983. – 1599с.
7. Что может дать угольщикам планеты Земля (краткий обзор) / А.В. Ремезов, А.А. Черкашин // Вестник РАЕН ЗСО, 2009.
8. Современное состояние теории и практики переработки углей с получением жидких и газообразных топлив / А.А. Твердов, А.В. Жура, С.Б. Никишичев // Глюкауф, 2009. - №1. – С.67-71.

УДК 662.6.8

#### **РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ ПО ПРИГОТОВЛЕНИЮ И СЖИГАНИЮ СУСПЕНЗИОННОГО УГОЛЬНОГО ТОПЛИВА**

<sup>1</sup>Мурко В.И., <sup>1</sup>Федяев В.И., <sup>1</sup>Мастихина В.П., <sup>2</sup>Мышляев Л.П., <sup>3</sup>Айнетдинов Х.Л.

1 - ЗАО НПП «Сибэкотехника» г. Новокузнецк, Россия

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

3 - ОАО «Междуречье, г. Междуреченск, Россия

Согласно «Энергетической стратегии России на период до 2020 года» основную часть электроэнергии планируется по-прежнему получать за счет выработки ее на тепловых электростанциях. Их удельный вес в общей установленной мощности отрасли практически останется на уровне 2000 г. – 68-69%.

По данным НИИ экономики энергетики РАО «ЕЭС России» в балансе топлива при производстве электроэнергии в нашей стране в 2002 году доля природного газа составила 51 %, а угля - около 18, 6 %. Для сравнения доля выработки электроэнергии на угле в США достигает 52 %, в Германии - 54 %, Китае - 72 %, Польше - 94 %. При этом доля природного газа в общем мировом потреблении первичных энергоресурсов за последние годы существенно возросла и, в первую очередь, за счет использования его на тепловых электростанциях.

Растянувшаяся по времени дешевая «газовая пауза» в отечественной энергетике привела к нарушению сложившегося за последние 50 лет топливно-энергетического баланса, существенному снижению развития технологий эффективного использования и потребления таких ресурсов, как уголь, торф, биомасса и др.

Основные проблемы в сдерживании использования угля сложились из-за политики формирования цен на топливные ресурсы, удержания высоких железнодорожных тарифов на его перевозку и повышенных затрат на приготовление и экологическую безопасность угля как топлива. В мировой практике соотношение цен на уголь, газ и мазут в пересчете на теплотворную способность топлива сложилось в отношении в среднем 1:1,2:1,3, а в России - 1:0,65:2,4.

При ожидаемой выработке основных месторождений нефти и газа, запасы которых в десятки раз меньше запасов угля, структура потребления энергоресурсов будет неотвратимо изменяться в сторону увеличения потребления угольного топлива. Это потребует перевода электростанций и коммунальных котельных, работающих на природном газе и мазуте, на угольное топливо. Для их реконструкции понадобятся большие капиталовложения и придется надолго останавливать котлы, что приведет к нарушениям графиков производства и поставок энергии. Следует учитывать еще одно обстоятельство: в ближайшие годы рост тарифов естественных монополий будет жестко привязан к индексу инфляции.

Это безусловно скажется на инвестиционной составляющей энергопроизводящих предприятий, что также диктует необходимость совершенствования технологий в использовании топлив.

В Энергетической стратегии указанные проблемы отражены, и даже определены основные пути их решения. Однако для их реализации в настоящее время отсутствуют соответствующие механизмы и стимулы. Отсутствуют и соответствующие государственные программы, применимые к современным экономическим условиям, что негативно сказывается на выявлении технических и технологических приоритетов и инвестиционной политике производственных компаний.

Примером может служить использование водоугольного топлива в энергетике, имеющее длинную историю.

Еще в конце 1970-х годов в СССР возникла острая проблема с перевозкой угля из восточных районов в Европейскую часть страны. Уже в то время основная добыча угля велась за Уралом, а большая часть потребителей находилась в Центральных районах СССР. Тогда приняли решение о строительстве опытно – промышленного углепровода от шахты «Инская» (г. Белово Кемеровской обл.) до вновь строящейся ТЭЦ – 5 в Новосибирске протяженностью 262 км и мощностью 3,0 млн. т в год. Он должен был явиться полигоном для отработки технологии строительства углепроводов Кузбасс – Центр и далее до портов Черного моря, мощностью 25 – 30 млн. т.

В 1989 году первая очередь пускового комплекса углепровода мощностью 1,2 млн. т в год была сдана в опытную эксплуатацию. Эксплуатируемые в США гидротранспортные комплексы «Кадис Ист Лэйк» (протяженность трубопровода 173 км, мощность – 1, 25 млн. т в год) и «Блэк Мэса» (439 км, мощность – 4, 6 млн. т в год) работают по следующей технологии: измельченный уголь смешивается с водой (содержание твердой фазы 46-48 %, средняя зольность 9,8 %) и в турбулентном режиме со скоростью 1,5 – 1,7 м/сек подается на конечный терминал - потребителю. Там он обезвоживается, осушается и поступает в котлы для сжигания.

Принципиальное отличие решений, принятых при создании углепровода Белово – Новосибирск, состояло в том, что подготовленное на головных сооружениях комплекса у шахты «Инской» водоугольное топливо после транспортировки на терминал ТЭЦ - 5 не подвергалось обезвоживанию и осушению, а поступало напрямую в котлы для сжигания. Достигалось это новыми подходами к подготовке и сжиганию водоугольного топлива. Уголь с зольностью 12-18 % при мокром помоле измельчался в частицы примерно в 200 микрон и с добавлением реагента - стабилизирующей добавки (пластификатора), препятствующей выпадению твердых частиц в будущей смеси, смешивался с водой в соотношении частиц угля к воде равным 55 – 60 %, образуя суспензию. Далее суспензия от шахты «Инской» с помощью головной и двух перекачных насосных станций транспортировалась в хранилища-баки ТЭЦ-5, а из них подавалась для прямого сжигания к форсункам котлов [1, 2].

Принятая в отечественном проекте углепровода технология по приготовлению, транспорту и сжиганию водоугольной суспензии базировалась на большом объеме ранее проведенных научно-исследовательских работ, как у нас, так и за рубежом. Еще в 50-е годы прошлого столетия в СССР начались интенсивные исследования по созданию водоугольных суспензий. Поиски технологии их приготовления и использования диктовались обострением необходимости утилизации тонких угольных шламов, появившихся в больших количествах при интенсивном развитии гидродобычи и гидротранспорта угля, а также при обогащении углей мокрым способом. К решению проблемы были подключены ведущие научно-исследовательские угольные институты страны. Для исследования процессов приготовления и горения суспензий было построено несколько экспериментальных установок. Аналогичные работы проводились тогда в США, ФРГ и других странах.

Из-за последовавших позднее открытий крупных месторождений нефти и газа в мире и у нас в стране, и увеличения их поступления на рынки энергоресурсов по доступным ценам, работы по внедрению водоугольных суспензий замедлились. Для конкуренции с высокоуглеродистыми видами топлива водоугольные суспензии не имели достаточно высокой доли угольных частиц и для эффективности сжигания требовали «подсветки» другим, высококореакционным топливом. Кроме того, по надежности горелочные устройства с форсунками тонкого распыления суспензии уступали мазутным, а также имелись технические недоработки во вспомогательном оборудовании.

Интерес к водоугольному топливу возобновился в связи с мировым нефтяным кризисом в середине 70-х годов. Рост исследований вызывался необходимостью снижения зависимости крупных потребителей от нефтяных поставщиков. Наибольшее количество научных организаций, производственных фирм и корпораций к проблеме было привлечено в период 1979-1984 годов. По имеющимся сведениям более 100 организаций в США, Швеции, Великобритании, Китае, Японии, Канаде, Италии и ряде других стран занимались изучением и внедрением водоугольного топлива. На базе их были созданы крупные международные корпорации “Carbogel”, “Fluidgarbon” - Швеция, Co-Al – США, “Densecoal” - ФРГ и другие, создавшие многочисленные составы и технологии приготовления и использования водоугольных суспензий.

Проект строительства углепровода «Белово – Новосибирск» учитывал достижения в этой области, и впервые в мире объединил в едином технологическом комплексе операции по приготовлению, транспортированию, хранению и сжиганию водоугольного топлива.

Кроме внедрения новых технологических решений на комплексе ставилась задача испытать надежность соответствующего отечественного оборудования. Проектом предусматривалось параллельно задействовать по всему циклу две технологические цепочки, составленные из импортного и отечественного оборудования.

За 1989-1997 годы на оборудовании и сооружениях углепровода было приготовлено, транспортировано и сожжено на теплоэлектростанции около 400 тыс.т водоугольного топлива с долей твердых частиц 53,7 % при зольности исходного угля 16,5 % (таблица 1).

В связи с частыми перерывами в эксплуатации углепровода (аварийные остановки шахты «Инская», вывод ТЭЦ- 5 до 7-ми месяцев в резерв, крупная авария в котельной голов-

ных сооружений – из-за чего были разморожены все сооружения в пункте приготовления топлива и др.), а также снижением внимания к углепроводу со стороны Правительства России, прекратившего финансирование не оконченных работ, не удалось достичь стабильных проектных показателей. Без постоянной загрузки и должного финансирования уникальнейший комплекс начал разрушаться, а оборудование его растаскивали. Решением Межведомственной комиссии Минэнерго России в конце 2003 года было признано, что восстанавливать его нерационально, и в результате технологический комплекс прекратил свое существование.

Таблица 1 - Проектная характеристика и результаты работы опытно-промышленного углепровода

| Наименование показателя                                 | Числовое значение |                                       |         |         |         |         |                         |
|---------------------------------------------------------|-------------------|---------------------------------------|---------|---------|---------|---------|-------------------------|
|                                                         | по проекту        | при комплексном опробовании в 1989 г. | 1991 г. | 1992 г. | 1993 г. | 1997 г. | итого, среднее значение |
| Произведено ВУТ, тыс. т/год                             | 1920              | 94                                    | 183     | 98      | 77      | 22      | 474                     |
| Массовая доля твердой фазы, %                           | 62,0              | 57,4                                  | 57,2    | 56,9    | 57,8    | 52,0    | 57,3*                   |
| Зольность угля, %                                       | 14,0              | 11,0                                  | 16,3    | 17,1    | 16,2    | 17,6    | 16,5                    |
| Средний диаметр, мкм                                    | 25                | 29                                    | 25      | 27      | 25,6    | 27,1    | 25,5*                   |
| Эффективная вязкость при скорости сдвига 11,7 с-1, Па·с | 0,800             | 0,462                                 | 0,822   | 0,750   | 0,800   | 0,502   | 0,810*                  |

\*Без учета данных за 1997 г.

Вместе с тем, полученные при испытаниях и эксплуатации первого российского углепровода результаты в целом доказывают правильность заложенных в него решений, работоспособность всех его технологических цепочек и узлов, а также рациональность и эффективность прямой подачи и сжигания водоугольной суспензии в котлах. В заключении Межведомственной комиссии Минэнерго говорится, что решения, реализованные в указанном комплексе по всем технологическим процессам, можно рассматривать как базовые для перевода тепловых электростанций и коммунальных котельных на конкурентоспособное водоугольное топливо.

Строительство и опытно-промышленная эксплуатация углепровода Белово – Новосибирск вызвали большой интерес у широкого круга специалистов за рубежом, в частности, КНР. Недостаток собственных месторождений нефти и природного газа вынуждают китайцев ориентировать развитие своей энергетики на угольное топливо. В то же время ужесточающиеся требования к охране окружающей среды усложняют правила его использования. По имеющимся данным в крупных мегаполисах Китая запрещено строительство и эксплуатация котельных, работающих на твердом угле.

Государственной программой Правительства Китая на 10-ю пятилетку (2001-2005 гг.) был предусмотрен поэтапный перевод предприятий с нефтегазового на водоугольное топливо. Это позволило сократить импорт нефти более чем на 70 млн. т, а мазута – на 20 млн. т в год, что уменьшило зависимость топливно-энергетического комплекса страны от внешнего



рынка. Для технического руководства по внедрению водоугольного топлива в КНР создан Государственный центр водоугольных суспензий угольной промышленности. В 2001г. в Китае таких суспензий производилось и потреблялось более 2,0 млн. т в год. Топливоприготовление велось на 8 заводах мощностью до 600 тыс. т в год. Потребителями стали ТЭЦ, ранее работавшие на мазуте. Используются водоугольные суспензии также предприятиями химической, металлургической, целлюлознобумажной и других отраслей промышленности. В настоящее время в КНР производится более 25 млн. т, а в ближайшие годы планируется довести производство ВУТ – до 100 млн. т в год.

В мировой практике вопрос об использовании водоугольного топлива не потерял своей актуальности. Из официальной печати известно: работы по его совершенствованию и внедрению не прекращаются в Японии, Италии, США, Канаде и других странах. В США реализуется программа использования угля в промышленной и бытовой энергетике («Чистый уголь») с общим объемом финансирования в 6 млрд. долларов на ближайшие 6-10 лет. Около 20 % этой суммы предполагается направить на решение проблем, связанных с созданием, транспортированием и использованием водоугольного топлива. По данным американских источников его широкое внедрение сдерживается относительно высокой стоимостью углеобогащения и противодействием прокладке магистральных углепроводов со стороны железнодорожных компаний и Конгресса США. При росте цены на нефть до 35 долларов за баррель и снятии ограничений на строительство углепроводов прогнозируется начало интенсивного применения водоугольного топлива в различных областях промышленности. Большой интерес к технологии водоугольного топлива проявляется в Украине, Монголии, Казахстане, Вьетнаме. В настоящее время ЗАО НПП «Сибэкотехника» выполнило и реализует пилотные проекты по приготовлению и сжиганию ВУТ на основе угольных шламов (г. Темиртау, Казахстан, г. Ханой, Вьетнам).

В течение последних лет улучшены характеристики водоугольных суспензий, практически создана новая технология приготовления и сжигания суспензии на основе угольных шламов.

В качестве примера можно привести данные о работе технологических комплексов по приготовлению и сжиганию ВУТ на основе угольных шламов, разработанных ЗАО НПП «Сибэкотехника» (таблица 2).

Ведутся интенсивные работы по получению водоугольных суспензий на основе деминерализованных углей. На производственной базе ЗАО НПП «Сибэкотехника» создан испытательный стенд, позволяющий подобрать и сертифицировать желаемый сорт водоугольного топлива по заявке заказчика.

К сожалению, использование водоугольного топлива пока не нашло себе места в большой энергетике. Несмотря на то, что затраты на производство 1 МВт·ч электроэнергии, по данным ЦНИЭИуголь, с использованием такого топлива при транспортировке его углепроводами, ниже расходов чем при пылевидном сжигании угля, доставленного железнодорожным транспортом, особенно на дальние расстояния (при дальности доставки на 100 км до 12 %, на 1000 км –22-32 %, 4000 км. – 47-65 %), углепроводы не строятся и водоугольное топливо на действующих тепловых электростанциях не используется. Дело в том, что использование ВУТ вместо прямого сжигания угля, газа, мазута требует крупных первоначальных капиталовложений, особенно на первом этапе внедрения его в промышленное использование. Частные угольные компании и акционерные общества энергетиков не в состоянии самостоятельно решить эту задачу и не проявляют заинтересованности в объединении своих ресурсов. Поэтому при определении базовых электростанций для их перевода на альтернативные виды топлива за счет применения новых технологий из 12 рассмотренных ГРЭС и ТЭЦ лишь четырем из них - Беловская ГРЭС, Томь-Усинская ГРЭС, Новосибирская ТЭЦ-5 и Интинская ТЭЦ – были выданы рекомендации о переводе их на ВУТ.

Практика показывает, что такая задача без государственного и регионального участия решена не будет. Государственное внимание требуется и самой угольной отрасли. Несмотря на то, что Энергетической стратегией предусмотрено сохранить за газом положение основ-

ного источника первичных энергоресурсов, перед угольной промышленностью поставлена задача значительного увеличения объемов добычи. Использование новых технологий сжигания угля с привлечением его запасов в хвостохранилищах и отходах углеобогащительных фабрик и трубопроводной транспортировкой являются одними из путей увеличения эффективности использования угольного топлива.

Таблица 2 - Результаты работы технологических комплексов по приготовлению и сжиганию ВУТ на основе угольных шламов

| Наименование показателя                           | Единицы измерения | ш. Заречная,<br>(г. Полысаево,<br>Россия) | Хиллари Ассетс<br>(г. Темиртау,<br>Казахстан) | ОАО «Междуречье»<br>(г. Междуреченск,<br>Россия),<br>по проекту | ИГНИТ<br>(г. Ханой,<br>Вьетнам),<br>по проекту |
|---------------------------------------------------|-------------------|-------------------------------------------|-----------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------|------------------------------------------------|
| Характеристика ВУТ:                               |                   |                                           |                                               |                                                                 |                                                |
| - крупность частиц                                | мкм               | 0-500                                     | 0-350                                         | 0-500                                                           | 0-250                                          |
| - массовая доля твердой фазы                      | %                 | 58-62                                     | 58-62                                         | 56-58                                                           | 65-68                                          |
| - зольность                                       | %                 | 25-34                                     | 22-46                                         | 35-60                                                           | 35÷41                                          |
| - эффективная вязкость                            | мПа·с             | не более<br>800                           | не более<br>800                               | не более<br>1000                                                | не более<br>1000                               |
| - низшая теплота сгорания                         | ккал/кг           | 3100-3300                                 | не менее<br>3000                              | не менее<br>1700                                                | не менее<br>3200                               |
| Производительность установки по приготовлению ВУТ | т/ч               | 3,0                                       | 6,2                                           | 4,1                                                             | 2,5                                            |
| Теплопроизводительность котла                     | Гкал/ч            | 0,54                                      | 0,6                                           | 5,4                                                             | 1,0                                            |
| Расход топлива                                    | л/ч               | 125-195                                   | 110-120                                       | до 3000                                                         | до 400                                         |
| КПД работы котла                                  | %                 | 75-85                                     | 75-85                                         | до 80                                                           | 85                                             |
| Выбросы вредных веществ в атмосферу:              |                   |                                           | нет данных                                    |                                                                 |                                                |
| - окись углерода                                  | мг/м <sup>3</sup> | 164*                                      |                                               | в пределах<br>ПДК                                               | в пределах<br>ПДК                              |
| - оксиды азота                                    |                   | 303**                                     |                                               |                                                                 |                                                |

\*ПДК=375 мг/м<sup>3</sup>; \*\*ПДК=750 мг/м<sup>3</sup>

Считаем, что достижение установленных Энергетической стратегией России на период до 2020 года показателей по производству всех видов энергии, а также по структурно сбалансированной добыче и поставке энергоресурсов, может быть осуществлена только при реализации детально проработанных и сбалансированных программ развития и технического перевооружения отраслей ТЭК, прежде всего угольной промышленности и энергетики. Программы должны содержать анализ и оценку научно-обоснованных перспектив, направлений и приоритетов их развития, предусматривать внедрение средств технологического и технического оснащения предприятий, а также условия привлечения инвестиций как внутри страны, так и зарубежных. Назревшая проблема по частичной замене природного газа, нефти и угля на водоугольное топливо, в том числе должна решаться при государственной поддержке.

#### Список литературы

1. Зайденварг, В. Е. Производство и использование водоугольного топлива [Текст] / В. Е. Зайденварг, К.Н.Трубецкой, В. И. Мурко. – М.: Изд-во Акад. горных наук, 2001. – 176 с.

2. Мурко, В.И.. Физико-технические основы водоугольного топлива/ В.И. Мурко, В.И. Федяев, В.А. Хямяляйнен; под общ. ред. В.И. Мурко; РАЕН; ГУ КузГТУ. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2009. – 195с.

УДК 504.03:662.994

## ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПРЕИМУЩЕСТВА ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СУСПЕНЗИОННОГО УГОЛЬНОГО ТОПЛИВА

<sup>1</sup>Мурко В.И., <sup>1</sup>Федяев В.И., <sup>1</sup>Дзюба Д.А., <sup>2</sup>Журавлева Н.В.

1 - ЗАО НПП «Сибэкотехника»

2 - ОАО «Западно-Сибирский испытательный центр»

г. Новокузнецк, Россия

**Введение.** В настоящее время в Российской Федерации возрос интерес к использованию угольного топлива в малой и средней энергетике. Вместе с тем, использование угля или продуктов его переработки требует внедрения новых экологически чистых технологий, поскольку сжигание угля сопровождается выделением большого количества вредных веществ в атмосферу. К числу наиболее вредных относится эмиссия в окружающую среду оксидов серы и азота, которые являются предшественниками серной и азотной кислот в атмосфере. Это является одной из основных причин возникновения «кислотных дождей». Кроме того, оксиды азота NO<sub>x</sub> участвуют в образовании фотохимического смога и разрушении озонового слоя.

Другими серьезными загрязнителями атмосферы при сжигании топлив являются полициклические ароматические углеводороды (ПАУ). ПАУ относятся к стойким органическим загрязнителям. Основные источники ПАУ – газовые выбросы при сжигании органического топлива, автотранспорт, производство алюминия и черных металлов и др. Основной вклад в выбросы ПАУ вносит «малая» теплоэнергетика [4, 5].

Одним из путей снижения вредных выбросов является использование угля в виде суспензионного водоугольного топлива (ВУТ) [7, 8] при сжигании его с использованием вихревой технологии.

Водоугольное топливо представляет собой дисперсную систему, состоящую из тонкоизмельченного угля, воды и реагента-пластификатора:

|                                  |           |
|----------------------------------|-----------|
| уголь крупностью 0-200 (500) мкм | - 40÷70%; |
| вода                             | - 30÷60%; |
| реагент-пластификатор            | < 1%.     |

Характеристики ВУТ, как жидкого топлива, следующие:

- температура воспламенения - 450÷650 °С;
- температура горения - 950÷1050 °С;
- низшая теплота сгорания - 2000÷4800 ккал/кг (зависит от марки угля, зольности и влажности ВУТ);
- обладает всеми технологическими свойствами жидкого топлива: транспортируется в авто- и железнодорожных цистернах, по трубопроводам, в танкерах и наливных судах, хранится в закрытых резервуарах;
- сохраняет свои свойства при длительном хранении и транспортировании;
- взрыво- и пожаробезопасно.

Цель настоящей работы – изучение распределения ПАУ и других вредных веществ в газовых выбросах при применении вихревой технологии сжигания суспензионного водоугольного топлива.

**Экспериментальная часть.** Испытания по исследованию состава вредных выбросов при сжигании суспензионного водоугольного топлива были проведены на демонстрационной

стендовой опытно-промышленной установке ЗАО НПП «Сибэкотехника» [5]. Установка предназначена для отработки режимов приготовления и сжигания водоугольного топлива, но позволяет проводить работы и с другими видами топлив. Внешний вид и технологическая схема установки приведены на рисунках 1 и 2 соответственно.



Рисунок 1 – Демонстрационная стендовая опытно-промышленная установка

Сжигание опытных партий суспензионных угольных топлив осуществлялось в специальной камере сжигания, оборудованной горелочным устройством и системой эвакуации газов. В топочном объеме за счет тангенциального ввода потоков дутья организовано вихревое течение и перемешивание горячих продуктов сгорания с вводимыми потоками, что обеспечивает наибольшую глубину выгорания топлива и стабильность горения. Активная вихревая аэродинамика, создаваемая в камере тангенциальной подачей дутья, используется для глубокого выжигания летучих и уноса и подавляет эмиссию вредных веществ благодаря активному перемешиванию. Кроме того, благодаря вихревой аэродинамике в несколько раз увеличивается время нахождения частиц топлива в зоне горения, что также положительно сказывается на уровне вредных выбросов.

В этом отношении вихревая топка выгодно отличается от стандартных топочных устройств угольных котлов, где величина механического недожога может достигать 40%, а уровень вредных выбросов может превышать предельно допустимые значения в несколько раз.

Топливо из расходного бака с помощью перистальтического насоса с производительностью до  $0,3 \text{ м}^3/\text{ч}$  по системе трубопроводов подавалось к форсунке горелочного устройства. Регулирование объема подачи осуществлялось с помощью инвертора путем изменения частоты вращения двигателя насоса.

Распыление топлива форсункой осуществлялось с помощью сжатого воздуха. Температура в камере сжигания контролировалась термопреобразователем. Давление композиционного топлива и сжатого воздуха контролировались датчиками давления и манометром; расход топлива и сжатого воздуха – расходомерами. Все показания по давлению и температуре фиксировались на технологических измерителях. Для розжига применялась соляная горелка.

Измерение содержания токсичных компонентов ( $\text{CO}$ ,  $\text{NO}_x$ ,  $\text{SO}_2$ ) в уходящих газах при сжигании ВУТ производилось с помощью газоанализатора Testo 300XXL («Testo», Германия), который зарегистрирован в Государственном реестре средств измерений под № 17271-05 и допущен к применению в Российской Федерации.

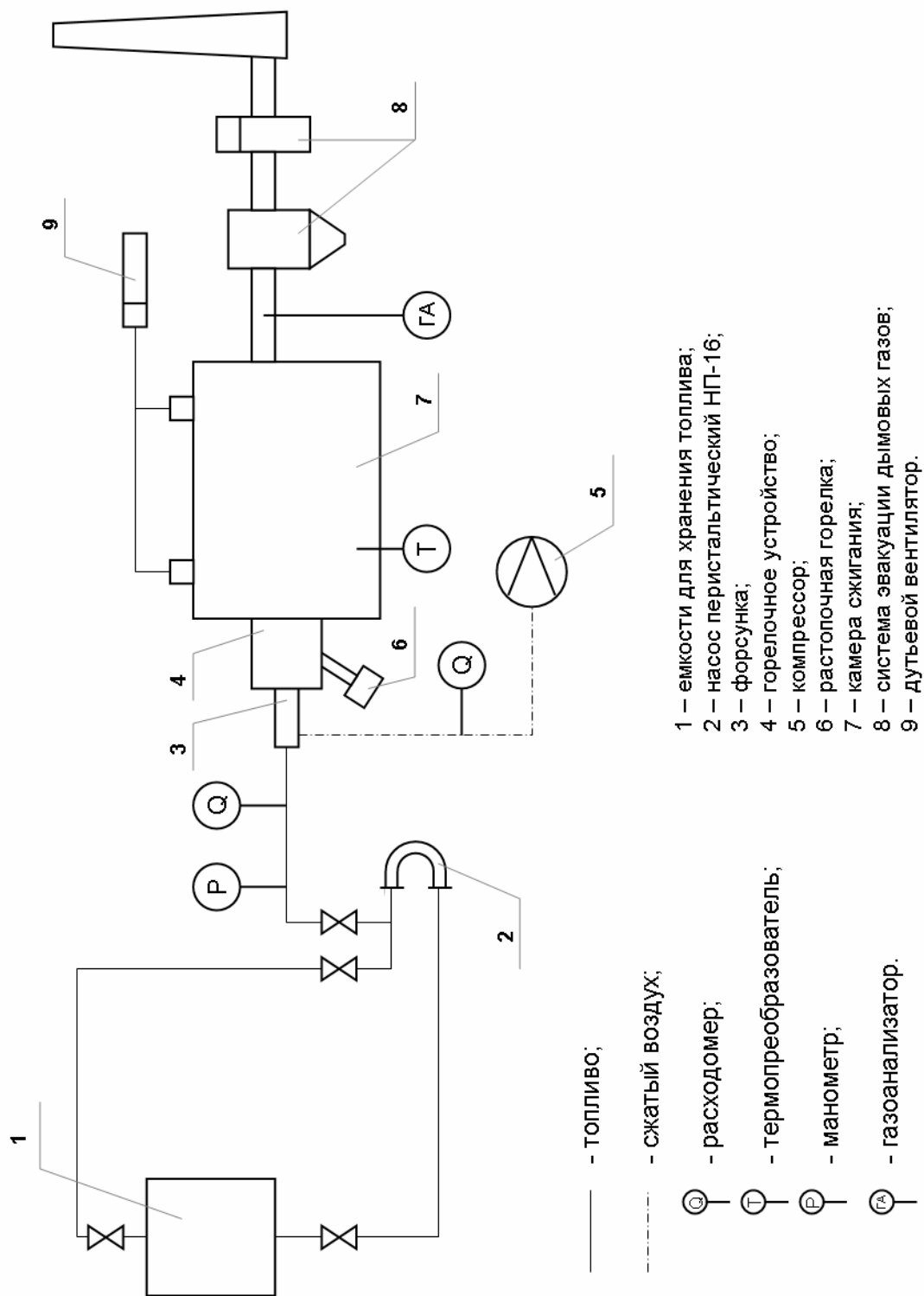


Рисунок 2 – Технологическая схема демонстрационной стендовой опытно-промышленной установки

Отбор проб отходящих газов на содержание ПАУ проводили в соответствии с методикой [6].

Измерения концентраций ПАУ выполняли методом высокоэффективной жидкостной хроматографии с регистрацией поглощения света с помощью фотодиодной матрицы и флуоресцентным детектированием.

Определение проводили с использованием следующих стандартных веществ ПАУ: аценафтен, аценафтилен, антрацен, бенз(а)антрацен, бенз(а)пирен, бенз(в)флуорантен, бенз(к)флуорантен, бенз(г, h, i)перилен, дибенз(а, h)антрацен, индено(1, 2, 3-сd)пирен, пирен, флуорен, фенантрен, флуорантен, хризен (фирма «Supelco», США). В этот список включены канцерогенные ПАУ (бенз(а)пирен, бенз(в)флуорантен, бенз(г, h, i)перилен, индено(1, 2, 3-сd)пирен), неканцерогенные, но токсичные (флуорантен, бенз(к)флуорантен), остальные соединения отражают степень антропогенной загрязненности ПАУ природных объектов.

Идентификацию ПАУ проводили путем библиотечного поиска по физико-химическим характеристикам индивидуальных соединений с помощью программного средства «PolyView».

**Результаты и их обсуждение.** Содержание твердой фазы в пробах ВУТ из каменных углей практически постоянно и колеблется в небольших пределах – от 60 до 65% (таблица 1). Исключение составляет топливо из бурого угля, в котором содержание твердой фазы – 47%, что обусловлено высоким содержанием влаги в исходном угле. Большая часть исходной влаги химически связана с частицами угля и не участвует в образовании жидкой структуры топлива. Небольшое содержание твердого в ВУТ из бурого угля также объясняет пониженную теплоту сгорания топлива и обуславливает его высокий расход при сжигании.

Таблица 1 - Характеристика работы установки и содержание вредных веществ в отходящих газах при сжигании образцов ВУТ из различных углей и шламов

| Наименование показателя                                   | Результаты сжигания партий ВУТ, мг/м <sup>3</sup> , приготовленного на основе: |                           |                              |                                 |                    |                        |                                  |
|-----------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------|---------------------------|------------------------------|---------------------------------|--------------------|------------------------|----------------------------------|
|                                                           | уголь марки Д (Кузбасс)                                                        | шламы марки ССш (Кузбасс) | шлам ш. «Заречная» (Кузбасс) | шлам ЦОФ «Абашевская» (Кузбасс) | антрацит (Вьетнам) | бурый уголь (Монголия) | высоко-сернистые угли (Болгария) |
| Массовая доля твердой фазы, %                             | 64                                                                             | 64,5                      | 60                           | 62,5                            | 64,5               | 47                     | 62                               |
| Низшая теплота сгорания, ккал/кг                          | 4580                                                                           | 3865                      | 3150                         | 2916                            | 3625               | 1997                   | 3656                             |
| Вязкость (при скорости сдвига 81 с <sup>-1</sup> ), мПа×с | 320                                                                            | 355                       | 520                          | 380                             | 470                | 850                    | 370                              |
| Расход ВУТ, л/ч                                           | 50                                                                             | 60                        | 65                           | 100                             | 30                 | 130                    | 80                               |
| Давление ВУТ, атм                                         | 1,8                                                                            | 1,7                       | 1,9                          | 1,5                             | 3,2                | 1,3                    | 1,7                              |
| Температура в топке, °С                                   | 1050                                                                           | 1100                      | 950                          | 950                             | 980                | 900                    | 1000                             |
| CO*, мг/м <sup>3</sup>                                    | 219                                                                            | 210                       | 164                          | 165                             | 112                | 248                    | 140                              |
| NO <sub>x</sub> *, мг/м <sup>3</sup>                      | 80                                                                             | 280                       | 503                          | 245                             | 173                | 252                    | 105                              |
| SO <sub>2</sub> *, мг/м <sup>3</sup>                      | -                                                                              | -                         | -                            | -                               | -                  | 47                     | 480 (140**)                      |

\*Нормативные значения: CO – не более 375 мг/м<sup>3</sup>, NO<sub>x</sub> - не более 750 мг/м<sup>3</sup>, SO<sub>2</sub> – не более 750 мг/м<sup>3</sup> (ГОСТ 28193-89).

\*\*В скобках – значение выбросов SO<sub>2</sub> с использованием серопоглощающего реагента (СПР).

Ввиду того, что содержание серы в кузбасских каменных углях и вьетнамском антраците мало, при сжигании партий ВУТ из этих углей практически не образуется двуокись серы  $SO_2$ . Небольшое содержание  $SO_2$  отмечено при сжигании ВУТ из бурого угля, максимальное содержание двуокиси серы в газах наблюдалось при сжигании ВУТ из Болгарских высокосернистых углей. При этом не выявлено зависимости величины  $SO_2$  от величины температуры (в диапазоне  $900 \div 1000^\circ C$ ).

Ввиду высокого содержания серы в исходном угле при приготовлении суспензионного угольного топлива был применен серопоглощающий реагент. Из природного сырья в качестве серопоглощающих компонентов наибольшее использование получил известняк, как дешевый и доступный материал. На его основе был подготовлен серопоглощающий реагент (СПР).

Результаты сжигания ВУТ с СПР показали возможность связывания  $SO_2$  в прочные сульфатные соединения. При этом достигнуто снижение концентрации  $SO_2$  в отходящих газах в  $1,5 \div 5,0$  раз.

Содержание  $NO_x$  также существенно ниже нормативной величины. Исключение составляет лишь партия ВУТ из шламов шахты «Заречная», что, вероятно, обусловлено элементным составом исходного сырья, в котором содержание азота выше по сравнению с другими углями и шламами. С ростом температуры содержание  $NO_x$  пропорционально увеличивается.

Установлено, что во всех исследованных пробах отсутствуют нафталин, аценафтилен, флуорен, аценафтен, антрацен, бенз[а]антрацен, бенз[а]пирен, дибензо[а, h]антрацен, бенз[б]флуорантен, бенз[к]флуорантен, бенз[g, h, i]перилен, индено[1, 2, 3-сd]пирен. Из всего перечня анализируемых ПАУ в экспериментах (таблица 2) был обнаружен только фенантрен, который является самым стабильным углеводородом. Отсутствие ПАУ в отходящих газах можно объяснить условиями сжигания ВУТ в вихревой топке, которые характеризуются увеличенным временем нахождения частиц топлива в зоне горения при высокой концентрации паров воды.

Таблица 2 - Распределение ПАУ в газовых выбросах при сжигании ВУТ, приготовленного на основе антрацитов (Вьетнам) и угольных шламов кузнецких углей

| Наименование показателя | Результаты испытания, мкг/м <sup>3</sup> |                                            |
|-------------------------|------------------------------------------|--------------------------------------------|
|                         | топливо из антрацитов (Вьетнам)          | топливо из угольных шламов Кузнецких углей |
| Нафталин                | < 0,02                                   | < 0,02                                     |
| Аценафтилен             | < 0,006                                  | < 0,006                                    |
| Флуорен                 | < 0,006                                  | < 0,006                                    |
| Аценафтен               | < 0,006                                  | < 0,006                                    |
| Фенантрен               | 0,016                                    | < 0,001                                    |
| Антрацен                | < 0,001                                  | < 0,001                                    |
| Флуорантен              | < 0,020                                  | < 0,020                                    |
| Пирен                   | < 0,020                                  | < 0,020                                    |
| Бенз[а]антрацен         | < 0,006                                  | < 0,006                                    |
| Хризен                  | < 0,003                                  | < 0,003                                    |
| Бенз[а]пирен            | < 0,001                                  | < 0,001                                    |
| Дибензо[а, h]антрацен   | < 0,006                                  | < 0,006                                    |
| Бенз[б]флуорантен       | < 0,006                                  | < 0,006                                    |
| Бенз[к]флуорантен       | < 0,001                                  | < 0,001                                    |
| Бенз[g, h, i]перилен    | < 0,006                                  | < 0,006                                    |
| Индено[1, 2, 3-сd]пирен | < 0,006                                  | < 0,006                                    |

Как показали ранее проведенные исследования по анализу продуктов сжигания углей [1], введение паров воды в зону горения сопровождается уменьшением выхода ПАУ примерно в 3 раза. Кроме того, увеличение времени сгорания топлива от  $0,24 \div 0,28$  с до  $0,6 \div 0,65$  с приводит к разрушению 77 – 78 % ПАУ [1]. При применении вихревой технологии сжигания время нахождения частиц в зоне горения составляет от 3 до 5 секунд.

Содержание СО при стабилизированном режиме горения топлива невысокое, в 1,5-3 раза меньше нормативных величин. Отмечено также, что во всех случаях содержание СО в газовых выбросах снижается с ростом температуры в топке.

Распределение индивидуальных ПАУ в газовых выбросах при сжигании угля и водоугольного топлива приведено в таблице 3. Ранее при определении содержания ПАУ в газовых выбросах котельных [6] нами было показано, что основными компонентами в отходящих газах являются фенантрен, флуорантен, пирен, хризен. Данные углеводороды являются преобладающими компонентами выбросов систем, связанных с пиролизом органического вещества [1]. Суммарная концентрация ПАУ, найденная в газовых выбросах котельных многократно превышает значения, определенные при сжигании ВУТ.

Таблица 3 - Распределение ПАУ в газовых выбросах при сжигании угля и водоугольного топлива

| Наименование показателя    | Результаты испытания, мкг/м <sup>3</sup> |                                |                                             |
|----------------------------|------------------------------------------|--------------------------------|---------------------------------------------|
|                            | Абашевская районная котельная            | Байдаевская районная котельная | ВУТ из Кузнецких углей, стендовая установка |
| Нафталин                   | < 0,07                                   | < 0,07                         | < 0,07                                      |
| Фенантрен                  | 75,50                                    | 28,80                          | 1,12                                        |
| Антрацен                   | 9,10                                     | 10,90                          | < 0,07                                      |
| Флуорантен                 | 14,30                                    | < 0,07                         | 1,40                                        |
| Пирен                      | 10,90                                    | < 0,07                         | 0,35                                        |
| Хризен                     | < 0,07                                   | < 0,07                         | 0,12                                        |
| Бенз(а)пирен               | < 0,07                                   | < 0,07                         | < 0,07                                      |
| Суммарная концентрация ПАУ | 109,8                                    | 39,7                           | 2,99                                        |

Исследования показали, что условия сжигания ВУТ в вихревой топке не способствуют образованию антрацена, однако зафиксировано присутствие хризена, который не обладает канцерогенными свойствами.

Разработанная технология сжигания водоугольного топлива не способствует образованию бенз(а)пирена, который является наиболее опасным канцерогеном.

Можно утверждать, что достаточно низкие значения ПАУ и других вредных веществ, полученных при сжигании ВУТ, обусловлены:

- наличием значительных объемов водяных паров в уходящих газах, образующихся при сжигании данного вида топлива;
- длительным временем нахождения частиц (капель) топлива в зоне горения вихревой топки.

Проведенные исследования показали:

- перспективность применения угля в виде суспензионного топлива как экологически чистого энергоносителя;
- существенное снижение содержания вредных веществ в уходящих газах благодаря применению эффективной технологии вихревого сжигания суспензионного угольного топлива;
- возможность значительного снижения двуокиси серы в уходящих газах при использовании высокосернистых углей в процессе приготовления и сжигания суспензионного угольного топлива.



Список литературы

1. Суздорф А.Р., Морозов СВ., Кузубова Л.И. и др. Полициклические ароматические углеводороды: источники, профили и маршруты превращения // Химия в интересах устойчивого развития. 1994. № 2. С. 511-540.
2. Белых Л.И., Малых Ю.М., Пензина Э.Э., Смагунова А.Н. Источники загрязнения атмосферы полициклическими ароматическими углеводородами в промышленном Прибайкалье // Оптика атмосферы и океана. 2002. № 10. С. 944-948.
3. Белых Л.И. Полициклические ароматические углеводороды в природно-техногенных средах Южного Прибайкалья // Геоэкология. Инженерная геология. Гидрогеология. Геокриология. 2005. № 6. С. 539-551.
4. МВИ № СПЭК-03-2006. Методика выполнения измерений массовых концентраций бенз(а)пирена, нафталина, фенантрена, антрацена, пирена в промышленных выбросах методом высокоэффективной жидкостной хроматографии с флуоресцентным детектором. СПб, 2006. 36 с.
5. Мурко В.И., Федяев В.И., Бровченко С.А., Дзюба Д.А. Демонстрационная установка приготовления и сжигания водоугольного топлива // Уголь. 2003. № 6. С. 53-54.
6. Волынкина Е.П., Кудашкина С.А., Незамаев А.В., Журавлева Н.В. Использование отработанных автомобильных покрышек // Экология и промышленность России. 2001. № 1. С.40-44.
7. Мурко В.И., Федяев В.И., Стариков А.П., Харитонов В.Г., Снижко В.Д., Красноперов В.Ю., Карпенко В.И. ВУТ – это просто и практично // Сибирский уголь. 2008. №1. С. 38-39.
8. Мурко В.И., Федяев В.И., Фунг Мань Дак. Результаты исследований по приготовлению и сжиганию суспензионного угольного топлива из антрацитовых углей Вьетнама // Уголь. 2007. №10. С. 59-60.
9. Филиппов С.П., Павлов П.П., Кейко А.В. и др. Экспериментальное определение выбросов сажи и ПАУ котельными и домовыми печами. Изв. РАН. Энергетика. 2000. С. 107-117.

## **СЕКЦИЯ «ПРОМЫШЛЕННАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ»**



## ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ УСИЛЕНИЯ СОЦИАЛЬНОЙ И ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО РЕГИОНА

*Робинсон Б.В.*

*Новосибирский государственный университет экономики и управления  
г. Новосибирск, Россия*

Социально-экономические проблемы угледобывающих регионов требуют комплексного решения со стороны государства. Программа комплексной реструктуризации угольной промышленности не способна решить всех проблем регионов. Одна из главных причин этого (помимо традиционных для России роста тарифов, инфляции, недостаточного финансирования программы) определенная специфика экономики, традиционно сложившаяся на этих территориях:

Основными экономическими проблемами, с которыми столкнулась отрасль в ходе реструктуризации, являются:

- большое количество убыточных предприятий;
- моральное и физическое старение оборудования;
- падение объемов производства;
- недостаточность финансирования;
- задолженность, как самих предприятий, так и наличие должников и др.

Основой экономической политики государства в отрасли и регионах было и остается рациональное использование средств государственной поддержки, снижение нагрузки на бюджет, максимальное использование возможностей самофинансирования. Значительное внимание при этом уделяется селекции предприятий при распределении средств государственной поддержки, переводу бюджетного дотирования на возвратную основу, нацеленности предприятий на возмещение затрат от удорожания потребляемых ресурсов за счет получаемых средств от реализации продукции.

Кузбасс является и останется в обозримой перспективе центром угольной промышленности страны. Здесь сосредоточены огромные запасы высококачественного угля. Кроме того, в отличие от большинства других угольных регионов, Кузбасс имеет развитую многоотраслевую промышленность и разветвленную сеть инженерной инфраструктуры.

Главные социально-экономические проблемы угольной отрасли и шахтерских городов, связанные с последствиями закрытия нерентабельных предприятий, не просто все еще очень остры, но практически к их решению Кузбасс только приступает. Ухудшение социально-экономической ситуации в шахтерских городах было обусловлено одновременным спадом производства во всех отраслях промышленности, а не только в угольной. Динамике спада промышленного производства соответствовали изменения, происшедшие в структуре занятости всего населения этих городов. Поэтому в ходе реструктуризации важно решить самую сложную социальную задачу - помочь шахтерским городам и их жителям создать новые перспективные производства взамен закрытых угольных предприятий и исчерпавших свои возможности предприятий других отраслей, т.е. по сути дела перестроить экономику шахтерских городов. Эти новые производства должны дать людям стабильную работу и заработную плату, а бюджетам городов - доходы, от которых зависит их дальнейшее развитие.

Регулировать движение рабочей силы на рынках труда угольных городов Кузбасса позволяют программы местного развития (ПМР), которые реализуются Минэнерго России и ГУ "Соцуголь" совместно с Администрациями Кемеровской области и шахтерских городов.

Поддержка малого бизнеса в рамках ПМР должна рассматриваться в качестве важнейшей составляющей Федеральной и областной программ государственной поддержки малого предпринимательства, которое занимает все более важную роль в экономическом развитии городов Кузбасса. В настоящее время это самый молодой и динамично развивающийся сектор областной экономики.

Организация общественных работ позволяет обеспечить не только временную занятость бывших шахтеров, состоящих на учете в службах занятости в качестве безработных, но и существенно поддержать объекты социальной инфраструктуры шахтерских городов, которые после передачи их с баланса предприятий угольной отрасли муниципалитетам и в связи со снижением налоговых отчислений в местный бюджет в результате закрытия градообразующих угольных предприятий, практически остались без источника финансирования.

В рамках этого направления ПМР в Кузбассе за последние годы удалось осуществить большой объем работ по капитальному ремонту объектов жилищно-коммунального хозяйства, водопроводных, газовых, канализационных и других коммуникаций, что позволило городам значительно улучшить подготовку к предстоящим отопительным сезонам.

Следует отметить, что только высокоэффективные инвестиционные проекты, принося прибыль, способны создавать дополнительные инвестиционные возможности в регионе и шахтерских муниципальных образованиях. При этом политика формирования и реализации ПМР должна быть достаточно гибкой, учитывать специфику, как отдельных отраслей экономики, так и региона в целом, стимулируя наиболее прогрессивные и конкурентоспособные инвестиционные проекты по содействию создания новых рабочих мест.

Для более эффективного использования средств государственной поддержки, направляемых ликвидационным комиссиям на финансирование социально значимых объектов в составе затрат на технические работы по ликвидации шахт, их необходимо взаимоувязать со средствами, выделяемыми администрациям шахтерских городов на ПМР и, прежде всего, на общественные работы. Необходимо определить единого получателя этих средств с целью концентрации двух источников государственной поддержки на важнейших для области объектах социальной инфраструктуры.

В результате активной совместной деятельности в течение 1998-2005 гг. Государственных учреждений при Минэнерго России (ГУ "Соцуголь" и ГУРШ), администрации Кемеровской области и шахтерских муниципальных образований была проведена целенаправленная работа по решению социально-экономических задач одновременно в 12 шахтерских городах Кузбасса, позволившая стабилизировать и улучшить социальную обстановку в регионе.

Кемеровская область – один из регионов страны, где экологическая проблема стоит наиболее остро. В настоящее время Кемеровская область – один из 4 регионов страны, в которых признаны Государственной экологической экспертизой на основе соответствия степени деградации окружающей среды и состояния здоровья населения зоной экологического бедствия.

В ряду экологических проблем региона на первом месте находится загрязнение воздушного бассейна. В атмосферу области ежегодно выбрасывается около 1,1 млн. вредных веществ. В структурной сложности выбрасываемого аэрозоля насчитывается 140-160 веществ, причем из них идентифицировано 40-50 соединений, а остальные вещества, не относящиеся ни к одному из действующих производств, образовались в результате вторичных взаимодействий.

Угольная промышленность является одной из ведущих в области, что обуславливает, прежде всего, особую актуальность проблемы отходов. Добыча 1 т угля сопровождается образованием 3 т твердых отходов и выбросом 5-25 м<sup>3</sup> метана. При современном уровне добычи 180 млн. т угля в год в отвалы поступает около 600 млн. м<sup>3</sup> породы (накоплено около 9 млрд. м<sup>3</sup>), что сопоставимо с естественным горообразованием. К этому необходимо добавить, что из труб-сушилок поступает минеральная и угольная пыль, при работе котельных в атмосферу поступает значительное количество золы, тяжелых (Hg, Pb, Cd) и редкоземельных металлов; зола из золоуловителей направляется в отвалы. Технологические воды включают химреактивы флотации.

Все это в совокупности определяет значительные уровни загрязнения атмосферы, водных источников, накопления твердых отходов и значительные геологические последствия. Широкое распространение, например, имеют оседания поверхности, в том числе прова-

лы, нарушения почвенного и растительного слоев, вторичная трещиноватость, осушение (дренаж) массива пород, связанное с горными работами, а также дестабилизация выработанного пространства, ведущая к внезапным обрушениям, эндогенным пожарам, развитию вредных биохимических процессов. Особенно опасной является газоотдача выработанного пространства, поскольку при этом выделяются метан, углеводороды, углекислый газ и др. Дополнительным видом воздействия при горных разработках является шумовое загрязнение.

Здоровье населения Кузбасса, как интегрирующий показатель социально-экологической ситуации, по многим показателям оценивается как крайне неблагоприятное и выражается в снижении средней продолжительности жизни, рождаемости, увеличении смертности, как детской, так и трудоспособного населения. Кемеровская область входит в число 20 регионов России, имеющих наиболее высокие коэффициенты смертности населения. Структура смертности населения Кузбасса существенно не отличается от российской, однако, уровень смертности населения здесь существенно выше, чем в среднем по стране и по Сибири.

Высокая степень экологической напряженности, очевидно, снижает общую сопротивляемость организма и повышает подверженность всем видам заболеваний. Из всех антропогенных факторов наибольшее значение имеет загрязнение атмосферы, что вполне объяснимо с точки зрения постоянства контакта с человеческим организмом.

Таким образом, экологическая ситуация в Кемеровской области на современном этапе может быть охарактеризована как опасная. Однако, высокая степень концентрации производства и, следовательно, источников воздействия с одной стороны создает чрезмерно высокие уровни загрязнения в Кузнецкой котловине, а с другой – оставляет значительные территории практически незатронутыми. Это обстоятельство позволяет сформулировать экологическую стратегию развития региона, как использование природного потенциала для восстановления загрязненной среды и возможной реабилитации здоровья населения. Примером может служить перспектива альтернативного водоснабжения населения из рек, протекающих по чистым территориям

УДК 622.4

## **НЕОБХОДИМОСТЬ ВНЕДРЕНИЯ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ ПРОВЕТРИВАНИЕМ ШАХТ (САУПШ)**

*Зырянов С.А. , Петров Н.Н.  
Институт горного дела СО РАН  
г. Новосибирск, Россия*

Низкая оперативность управления проветриванием при отработке пластов с высокой исходной газоносностью без предварительной дегазации горных выработок, а также использование нерегулируемых, неадаптивных и плохо реверсируемых главных вентиляторов являются основными причинами загазований и взрывов метана в шахтах. Поэтому основным направлением в решении указанной проблемы является создание системы автоматического управления проветривания шахт (САУПШ) [1] в условиях предварительной дегазации угольных пластов до 7-9 м<sup>3</sup>/т.

Опыт эксплуатации систем автоматизированного управления проветриванием шахт ведущих угледобывающих стран (США, Австралии и др.) показывает, что их применение обеспечивает значительный экономический и социальный эффект за счет: снижения простоев очистных и подготовительных забоев из-за превышения допустимых концентрации метана; сокращения энергозатрат на проветривание в течение смены и особенно в межсменные промежутки и нерабочие дни; нормализации шахтной атмосферы по метану и повышение безопасности ведения горных работ.

Исследованиями ряда авторов [2-4] показано, что метаносодержание на исходящих струях лавы или участка носит сложный характер и зависит не только от количества подаваемого воздуха, но и от скорости изменения интенсивности проветривания. При этом математическая модель метаносодержания в исходящей струе имеет вид

$$C(t) = \frac{q(t)}{Q(t)} + \frac{q_0(Q)}{dQ/dt}, \quad (1)$$

где  $q$ ,  $q_0$  – стационарная и динамическая компоненты метановыделения, %  $\text{CH}_4 \cdot \text{м}^3/\text{с}$ ,  $Q$  – количество подаваемого для проветривания воздуха,  $\text{м}^3/\text{с}$ .

Экспериментально на ряде шахт было показано, что при наложении ограничений на скорость изменения количества подаваемого воздуха в виде выражения (2) вторая составляющая правой части модели метаносодержания (1), обуславливающая "всплеск", обращается в ноль, поэтому метаносодержание на исходящей струе становится обратно пропорциональным количеству подаваемого воздуха.

$$\frac{\partial Q}{\partial t} \leq \frac{0.25 \cdot Q_V}{t_{\text{ВСП}}}, \quad (2)$$

где  $Q_V$  – установившееся значение расхода воздуха до начала регулирования,  $t_{\text{ВСП}}$  – длительность существования "всплеска" при резком изменении расхода воздуха, с.

В этой связи по записи фактического метаносодержания, например, какой-либо лавы можно рассчитать функцию  $Q(t)$  требуемого расхода воздуха, при которой метаносодержание на исходящей струе будет постоянным, например,  $C(t) \cong \text{Const} \cong 1,0\%$ .

На рисунках 1, 2 приведены данные концентрации метана в исходящей струе лавы №2 шахты «Ульяновская» в течение 2-х суток перед взрывом в марте 2007г., откуда следует, что загазования (обозначены "\*") были вызваны увеличением нагрузки на очистной забой при каждом изменении производительности комбайна (отрезки времени "а", "б" и "в" на рисунке 2) при постоянной подаче свежего воздуха. Если выполнять регулирование по модели (1) (рисунок 2), то можно удерживать концентрацию метана на допустимом, безопасном уровне (2 на рисунке 1), при этом для регулирования производительности в указанных пределах система управления должна содержать средства перераспределения воздуха в сети горных выработок за счет управляемых вентиляционных дверей и подсистему регулирования производительности главных вентиляторов.

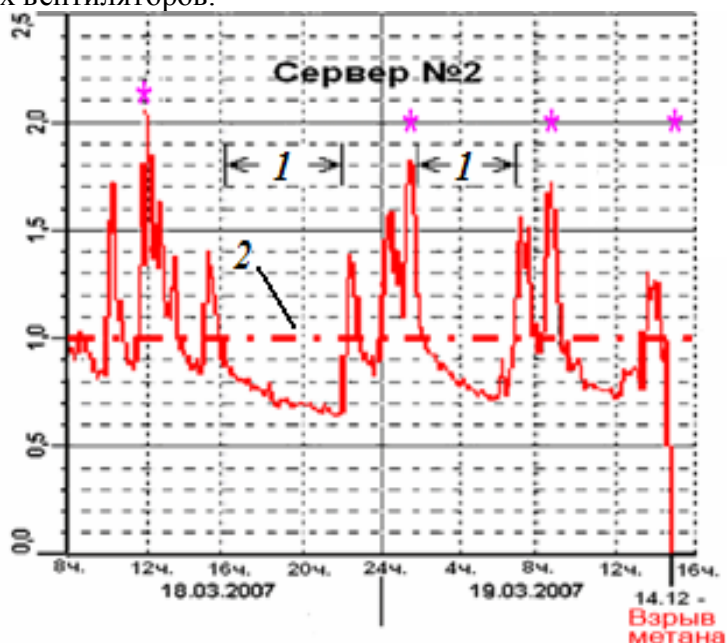


Рисунок 1 - Колебание концентрации метана в исходящей струе лавы на примере шахты «Ульяновская» (1-в ремонтно-добычные смены, 2- допустимая концентрация метана на уровне 1%, \*- загазования)

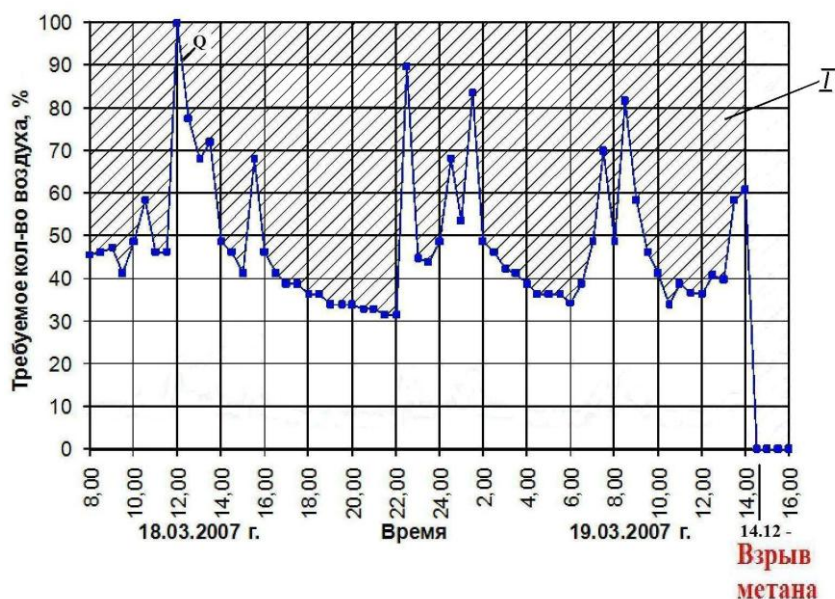


Рисунок 2 - Расчетное количество воздуха для стабилизации метаносодержания на уровне 1% в исходящей струе лавы (I – ремонтно – добычная смена, «а», «б» и «в» - время экстренных возрастаний метаносодержания)

Рассмотрим состав и работу САУПШ на примере шахты «Костромовская». Поле шахты вскрыто тремя наклонными стволами: путевым, конвейерным и вентиляционным (рисунок 3). К моменту освоения шахтной проектной мощности в работе будет один очистной забой (лава 19-01) и 5-7 подготовительных забоев. Шахта оборудована подсистемой АГК-АГЗ с аппаратурой «Микон - 1Р» и главной вентиляторной установкой с двумя реверсивными и регулируемые на ходу поворотом лопаток рабочего колеса осевыми вентиляторами типа ВО-24К, а также вентиляторами местного проветривания с устройством разгазирования (2ВМЭ-6, 2ВМЭ-8), которые в будущем планируется заменить на регулируемые на ходу вентиляторы ВМЭ-10 и ВМЭ-08, которые смогут работать на проветривание подготовительных выработок в режиме автоматического регулирования производительности без загазования и аварийной рециркуляции воздуха в подготовительных забоях.

Система САУПШ будет состоять из подсистемы диспетчерского управления и газовой защиты (АГК-АГЗ), например, «Микон – 1Р», подсистемы автоматического регулирования подачи воздуха и контроля вентиляторной установкой главного проветривания (САУК ВГП 2ВО-24К), локальных подсистем автоматики (ЛСА) управления воздухораспределением в шахте, действующих посредством регулируемых вентиляционных дверей, а также подсистем автоматизации управления проветриванием подготовительных забоев (САУ ВМП).

Система аэрогазового контроля и защиты АГК-АГЗ используется для контроля и поддержания безопасного аэрогазового режима в горных выработках. Она обеспечивает непрерывное слежение за параметрами рудничной атмосферы (концентрация газов, скорость движения воздуха, температура, давление, влажность) в целях текущего (оперативного) обнаружения природных и техногенных опасностей.

Система управления проветриванием должна обеспечивать подачу управляющих команд на механизмы (устройства), осуществляющие нормализацию выявленных опасных проявлений, либо в аварийной ситуации – блокировку производственной деятельности на контролируемом участке. За работой системы будет вести наблюдение инженер – оператор, например, подсистемы АГК-АГЗ. Он будет оценивать сообщения системы автоматического управления, при необходимости докладывать горному диспетчеру обо всех случаях загазования горных выработок и снижения количества подаваемого по ним воздуха, а также об остановках вентиляторов и газоотсасывающих установок.



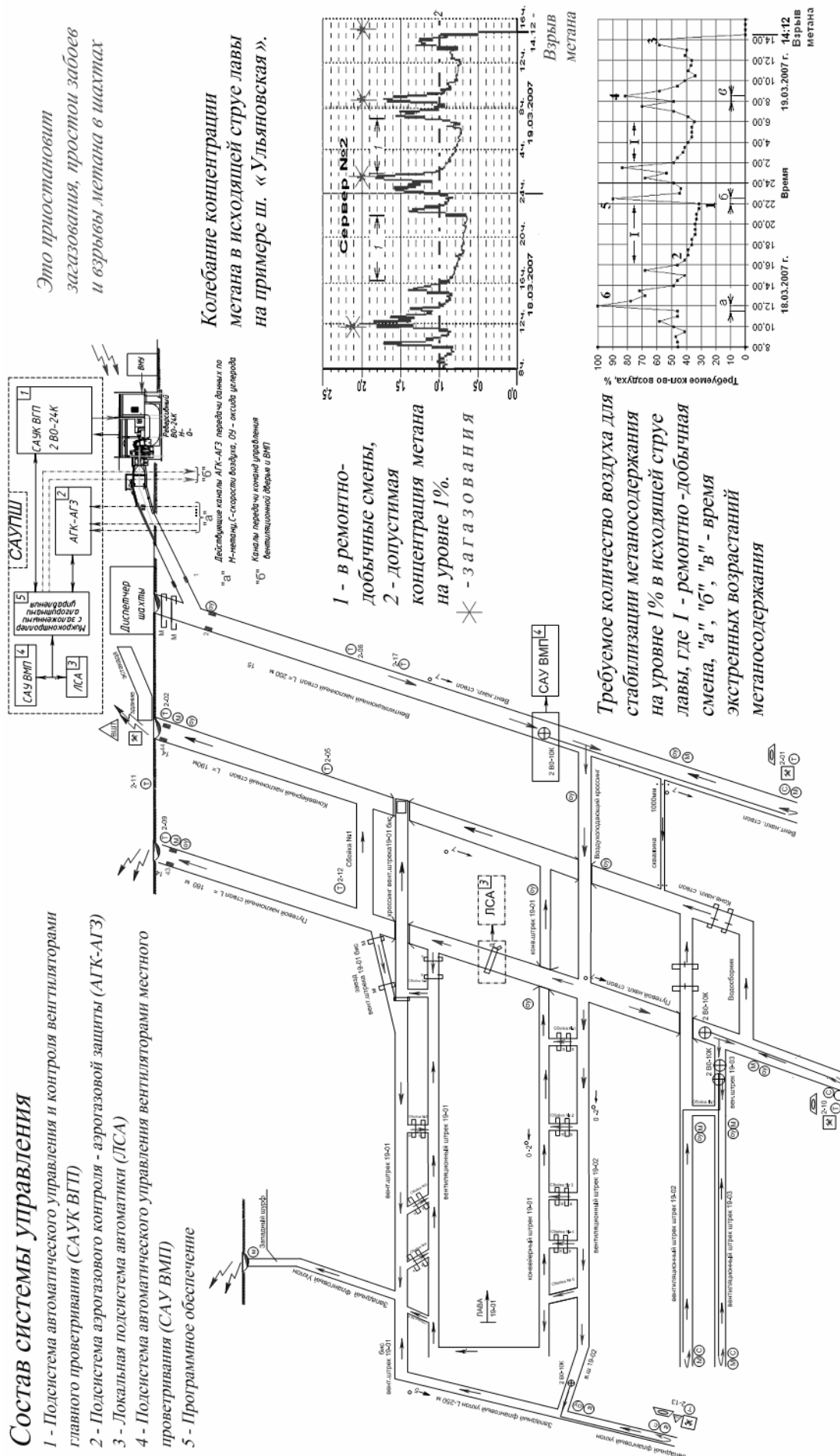


Рисунок 3 - Система автоматического управления проветриванием на примере шахты «Костромовская»

САУПШ непрерывно получает от системы АГК-АГЗ информацию по метаносодержанию в исходящих струях лавы, подготовительных забоев и т.д., в автоматическом режиме анализирует (рис.4) и в соответствии с заложенным алгоритмом выдает управляющие воздействия на подсистемы ЛСА вентиляционной двери, на САУ ВМП и САУК ВГП. В результате, по заданным уставкам САУПШ стабилизирует содержание метана в исходящих струях на заданном безопасном уровне, например, 1%.

САУПШ является человеко-машинной системой, работающей на основе информации от подсистемы АГК-АГЗ под управлением и контролем диспетчера АГК-АГЗ, а также диспетчера шахты. Заложенные в микроконтроллер автоматические алгоритмы, в случае изменения параметров вентиляционной сети, могут самостоятельно корректироваться или выдавать оператору рекомендации по управлению системой. Использование системы САУПШ позволит снизить на 35-40% энергопотребление на вентиляцию и обеспечит надежную стабилизацию метаносодержания в исходящих струях забоев (участков), а также может обеспечить возможность борьбы с эндогенными пожарами средствами вентиляции.

#### Список литературы

1. Временное руководство по эксплуатации подсистемы диспетчерского контроля и управления проветриванием (АТМОС) АСУТП шахты. – М.: Минуглепром СССР, 1980.
2. Местер И.М., Засухин И.Н. Автоматизация контроля и регулирования рудничного проветривания. – М.: Недра, 1974.
3. Святный В.А., Лазебик Р.М., Губенко Л.А., Передаточная функция выемочного участка как звена системы управления воздухораспределением. - В кн.: Управление вентиляцией и газодинамическими явлениями. Сборник научных трудов, Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1977, с. 51-59.
4. Бахвалов Л.А., Пучков Л.А., Кушнарченко М.В.. Принципы построения микропроцессорных систем автоматического управления проветриванием угольных шахт // Изв.ВУЗов. Горный журнал. 1988. – №9.

УДК 621.3

### **МОДЕРНИЗАЦИЯ ГЛАВНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ ШАХТ ДЛЯ СНИЖЕНИЯ ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЯ И ПОВЫШЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ПО ФАКТОРУ ВЕНТИЛЯЦИИ**

*Петров Н.Н., Баранов В.Ю., Козлов Ю.В.*

*Институт горного дела СО РАН*

*г. Новосибирск, Россия*

На шахтах Кузбасса вентиляторы типа ВОКД и ВОД составляют около 55 % парка действующих машин. Вентиляторы ВОКД в большинстве своем трехкратно, а вентиляторы ВОД двукратно выработали проектный ресурс, так как первые работают по 30-37 лет, а вторые более 15-25 лет.

Указанные вентиляторы были морально устаревшими еще в начале 80-х годов, так как к тому времени около 83 % парка главных вентиляторов шахт, например, США, Германии и некоторых других стран использовали осевые машины с поворотными на ходу лопатками рабочего колеса [1].

Вентиляционные системы шахт постоянно развиваются, увеличиваются длина, число и сечения горных выработок, усложняются схемы вентиляционных сетей, увеличиваются нагрузки на забои, что требует увеличение количества подаваемого воздуха, требуемого давления вентиляторов и т.п. Указанные изменения возможны за счет строительства новых вентиляторных установок или модернизацией действующих. И тот и другой способ связаны со значительными капитальными затратами, однако модернизация вентиляторов исключает за-

траты на создание строительного-технологической части установок (каналов, зданий и т.п.), стоимость которых как правило больше стоимости оборудования вентиляторных установок.

Рассматриваемые здесь проекты модернизации путем замены двухступенчатых роторов на одноступенчатые, лопасти рабочего колеса которых выполняются по новым аэродинамическим схемам с возможностью регулирования и реверсирования поворотом лопаток на ходу рабочего колеса вентилятора.

Ротора для всего ряда устаревших вентиляторов диаметром 2400, 3000, 3600, 4000 мм заимствуются после доработки от нового ряда вентиляторов серии ВО, имеющими те же диаметры, большая часть которых освоена промышленностью, при этом ротора указанных машин проектируются на более высокие окружные скорости. Последнее позволяет при одновременной замене ротора и электродвигателя увеличить в 1,5 – 2 раза производительность и давление модернизированного вентилятора, существенно повысить надежность оборудования и безопасность труда в шахте.

**Проекты и опыт модернизации.** Нами с соисполнителями (ОАО «НИПИГОРМАШ», ОАО «СИБЭНЕРГОМАШ и др.) разработаны проекты модернизации вентиляторов: ВОКД–2.4; ВОКД–3.0; ВОКД–3.6 и ВОД–40, разрабатываются проекты модернизации ВОД–30 и ВОД–50. Указанные проекты основаны на новом ряде осевых вентиляторов серии ВО, которые унифицированы с машинами серий ВОКД и ВОД по диаметру рабочего колеса, частоте вращения и т.п., поэтому их модернизация не требует изменения корпусных элементов вентиляторов и каналов вентиляторных установок.

По указанным разработкам в 2008 году Институтом «АЭРОТУРБОМАШ» на руднике «Ново-Широкинский» выполнена модернизация вентилятора ВОКД-2.4 по схеме приведенной на рисунке 1, путем снятия устаревшего ротора (рисунок 2а) и установки нового ротора (рисунок 2б).

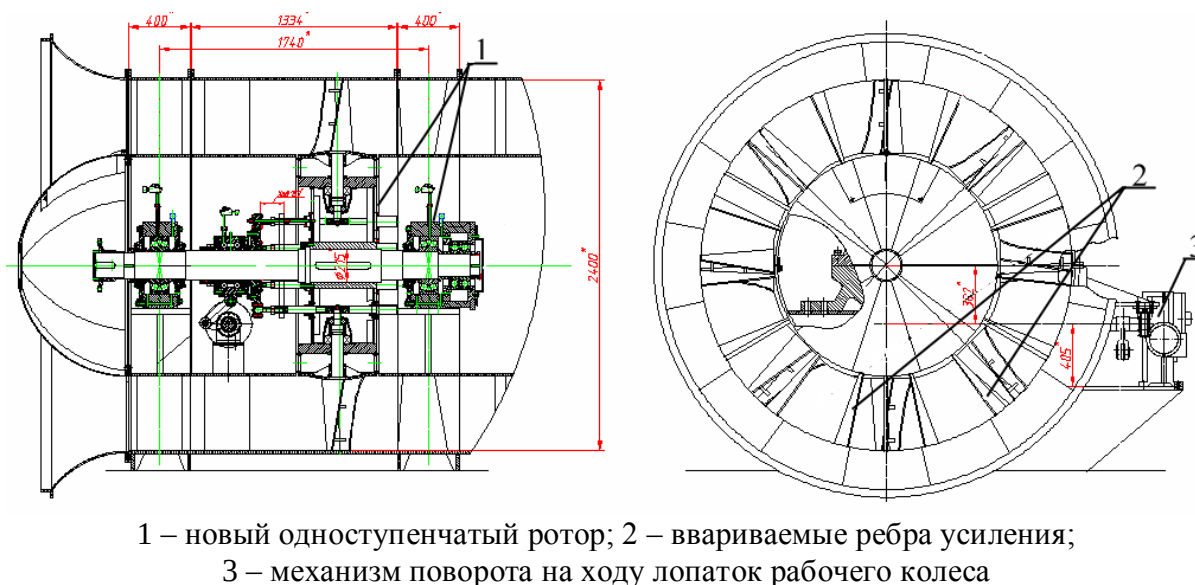


Рисунок 1 – Компонировочная схема вентилятора ВО-24Км (после модернизации ВОКД-2.4)

Согласно технического задания на модернизацию требовалось увеличить производительность без изменения элементов вентиляторной установки. В составе проекта была также создана система дистанционного автоматического централизованного контроля и управления двумя агрегатами главной вентиляторной установки. Модернизация вентиляторов выполнена путем замены старых двухступенчатых роторов на новые одноступенчатые (рисунок 2б) со сдвоенными поворотными на ходу листовыми лопатками рабочего колеса и замены их поворотно-лопастных НА и СА на неповоротные, жестко вваренные между корпусом (кожухом) и втулкой вентилятора (рисунок 3а).

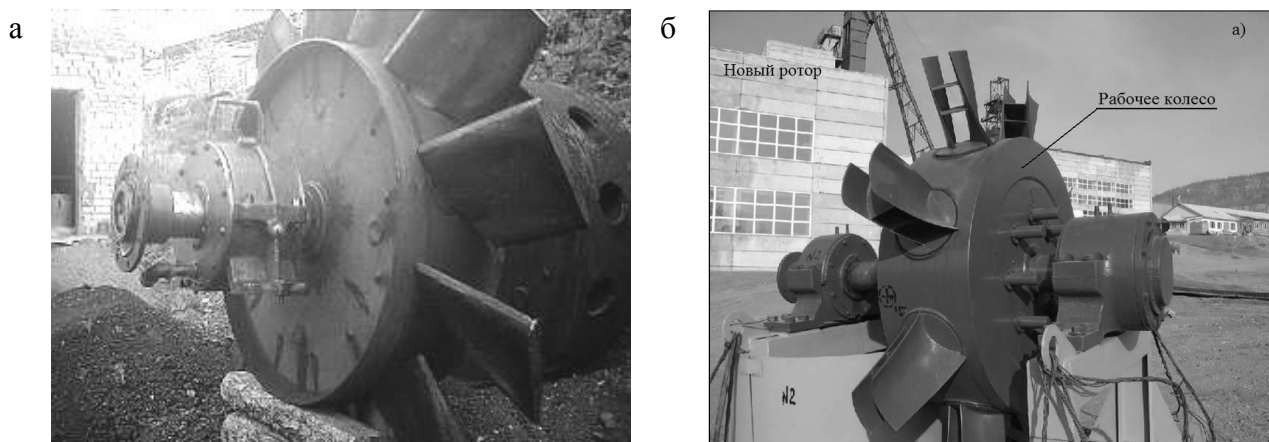


Рисунок 2 – Снятый ротор вентилятора ВОКД-2.4 (а), новый ротор для вентилятора ВО-24Км (б)

Реверсирование и автоматическое регулирование режима вентиляторов после модернизации выполняется путем поворота лопаток на ходу рабочего колеса в пределах от  $15^\circ$  до  $135^\circ$  при работающем вентиляторе (без остановки электродвигателя) с помощью электромеханического привода (рисунок 1 поз.3; рисунок 3б) и микропроцессорной системы управления.

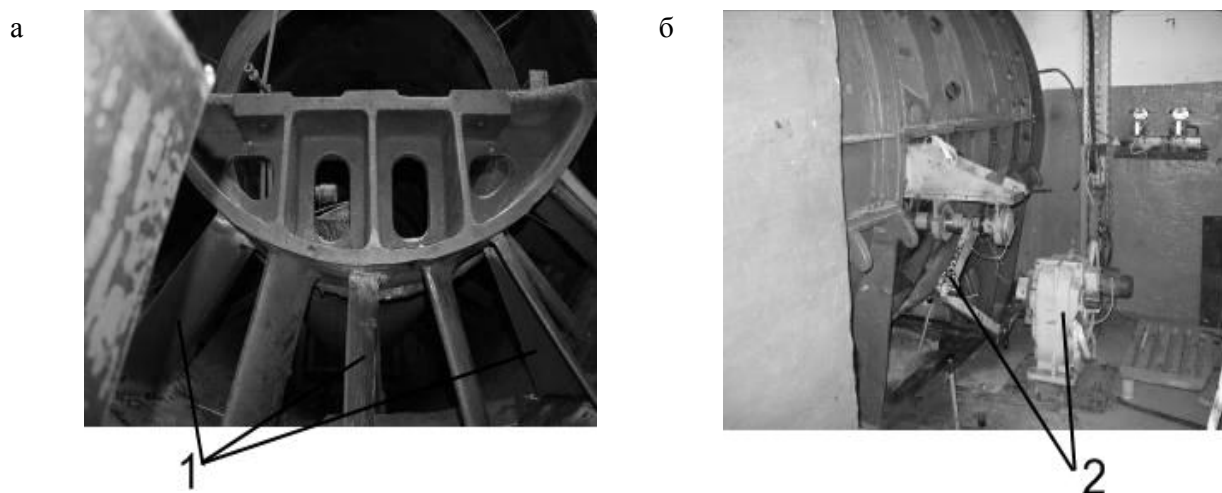


Рисунок 3 – Усиление опорного блока вентилятора (а): 1 - ввариваемые листовые лопатки, однооборотный привод поворота лопаток на ходу рабочего колеса вентилятора (б); 2 - установка однооборотного механизма

Для расширения аэродинамической области экономичной работы вентиляторы могут оснащаться двумя типами лопаток рабочего колеса, геометрия которых рассчитана методом «дискретных вихрей» путем решения обратной задачи аэродинамического проектирования.

Вентилятор ВОКД-2.4 имел проектную производительность до  $Q = 150 \text{ м}^3/\text{с}$  и давление  $P = 400 \text{ даПа}$ . После модернизации ВО-24Км обеспечивает –  $Q = 240 \text{ м}^3/\text{с}$  и давление до  $P = 550 \text{ даПа}$  соответственно, при оснащении высоконапорной или высокорасходной аэродинамической схемой лопаток рабочего колеса (рисунок 4).

Диапазон регулирования вентилятора ВО-24Км (после модернизации ВОКД-2.4) лежит в пределах от  $130 \text{ м}^3/\text{с}$  до  $240 \text{ м}^3/\text{с}$ .

Расчеты показывают, что возможные диапазоны регулирования производительности для других вентиляторов составляют: ВО-30Км (после модернизации ВОКД-3.0) – от  $200 \text{ м}^3/\text{с}$  до  $350 \text{ м}^3/\text{с}$ ; ВО-36Км (ВОКД-3.6) – от  $270 \text{ м}^3/\text{с}$  до  $510 \text{ м}^3/\text{с}$ ; ВО-40Км (ВОД-40) – от  $315 \text{ м}^3/\text{с}$  до  $550 \text{ м}^3/\text{с}$ , при замене электродвигателей.

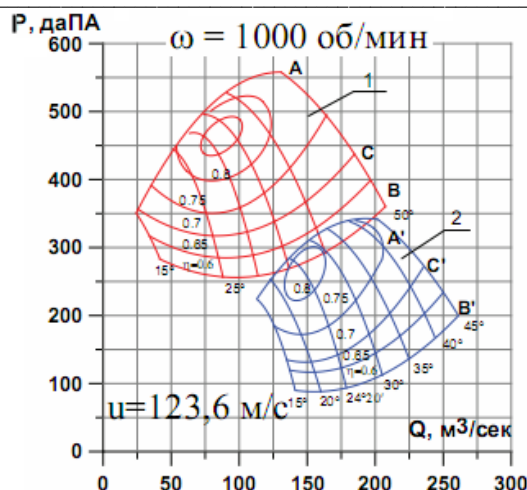


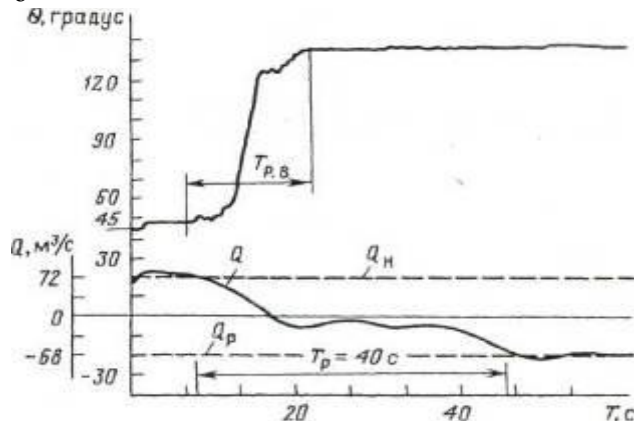
Рисунок 4 - Аэродинамические характеристики вентилятора ВО-24Км, выполненного по:  
1 – высоконапорной схеме; 2 – высокорасходной схеме

После модернизации об эффективности реверсирования вентиляторов (глубина и время реверсирования) можно судить по результатам эксперимента (рисунок 5б), выполненного при реверсировании вентилятора ВО-21К диаметром 2100 мм, откуда видно, что реверсирование вентиляторов после модернизации может осуществляться за время срабатывания электропривода поворота лопаток рабочего колеса. Время реверсирования находится в пределах 120-150 с., при этом глубина реверсирования достигает 0,94 % производительности прямого (номинального) режима [6].

а



б



$\theta$  – угол установки лопаток рабочего колеса;  $T_{рн}$ ,  $T_p$  – время реверсирования соответственно вентилятора, расхода воздуха в сети;  $Q$  – производительность вентилятора;  $Q_n$ ,  $Q_p$  – расход воздуха соответственно в нормальном и реверсивном режимах,  $Q_p = 0,94 Q_n$   
Рисунок 5 - Модернизированный вентилятор ВО-24Км на руднике «Ново-Широкинский» (а); осциллограмма реверсирования (б)

При аэродинамических испытаниях модернизированного вентилятора ВО-24Км на следующих режимах работы вентилятора (положение лопаток РК: 15°, 30°, 45°) были получены результаты, приведенные в таблице 1.

Модернизация вентиляторов ВОКД и ВОД, выработавших проектный ресурс, не только решает организационно - технические проблемы разрешения на продление сроков их службы, но и обеспечивает значительный экономический эффект за счет снижения энергопотребления на вентиляцию шахт.

Экономичность вентиляторов и систем проветривания шахт. Применяемые на предприятиях СНГ шахтные вентиляторы создавались, когда проблемы экономической эффек-

тивности не были приоритетными, а стоимость электроэнергии, расходуемой на вентиляцию шахт, находилась в пределах 6–7 % от себестоимости добываемого полезного ископаемого. При этом проблеме эксплуатационной экономичности шахтных вентиляторов и установок главного проветривания не уделялось должного внимания.

Таблица 1 - Результаты аэродинамических испытаний

| Угол установки лопаток РК, град. | Сечение канала замерной станции, м <sup>2</sup> | Скорость потока, м/с | Полученная производительность, м <sup>3</sup> /с | Ток статора электропривода, А |
|----------------------------------|-------------------------------------------------|----------------------|--------------------------------------------------|-------------------------------|
| 15                               | 9,8                                             | 9,3                  | 96,04                                            | 15                            |
| 30                               | 9,8                                             | 10,1                 | 98,98                                            | 20                            |
| 45                               | 9,8                                             | 14,6                 | 143,08                                           | 25                            |

По данным 1978 года для добычи 1 тонны полезного ископаемого подавали в шахту 10-20 тонн воздуха, а стоимость вентиляции иногда достигала 10 % стоимости валового продукта, причем с углублением действующих горизонтов указанные соотношения растут.

В 1985 году для шахт Донбаса средневзвешенный общий КПД главных вентиляторных установок (ГВУ) шахт составлял 0,35 т.е. только 35 % потребляемой вентиляторами электроэнергии расходовалось на подачу воздуха в шахты, а 65 % терялось в виде потерь в вентиляторных установках [1].

Аналогичные показатели, по нашим данным, были характерны для всех шахт и рудников бывших Минчермаша, Минуглепрома СССР и других отраслей [3].

Рост тарифов на электроэнергию и энергоёмкости ГВУ в значительной мере определяют суммарное энергопотребление шахт, стоимость которого в начале 2000-х годов достигала 15 % себестоимости добываемого полезного ископаемого [2].

Главная вентиляторная установка состоит из следующих основных элементов: вентилятора, электропривода и поверхностных вентиляционных сооружений (надшахтное здание и вентиляционные каналы с устройствами для переключения и реверсирования воздушной струи). Их параметры взаимосвязаны между собой, при этом мощность  $N$ , потребляемая установкой из сети, складывается из четырех компонентов [1] (рисунок 6)

$$N = \Delta N_{\Sigma} + \Delta N_B + \Delta N_C + N_{\Pi},$$

где  $\Delta N_{\Sigma}, \Delta N_B, \Delta N_C$  - потери мощности, соответственно, в электродвигателе, вентиляторе и вентиляционных сооружениях, кВт;  $N_{\Pi} = 0,01 h_{\text{ш}} \cdot Q_{\text{ш}}$  - полезная мощность, расходуемая на проветривание шахты, кВт;  $h_{\text{ш}}$  - депрессия шахтных выработок даПа;  $Q_{\text{ш}}$  - общешахтный расход воздуха, м<sup>3</sup>/с.

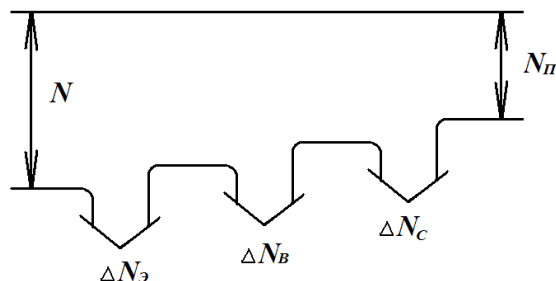


Рисунок 6 - Энергетическая диаграмма вентиляторной установки главного проветривания

Таким образом, воспользовавшись информацией о параметрах шахтной вентиляционной сети и режимах вентиляторной установки, можно определить величину потерь энергии в элементах ГВУ (электроприводе, вентиляторе и каналах вентиляторной установки).



По материалам депрессионных съемок шахт Минуглепрома, Минчермета и др. отраслей получены статистические данные по техническому состоянию действующих вентиляторных установок и произведен анализ эффективности их энергопотребления. Согласно указанным исследованиям [2, 5], в среднем только 35,3 % потребляемой энергии используется на проветривание шахт, остальное теряется в элементах вентиляторной установки. При этом 32,7 % теряется в вентиляторе, 22,2 % - в поверхностных вентиляционных сооружениях, 9,8 % – в электроприводе.

Аналогичную структуру потерь энергии имеют установки с импортными вентиляторами (фирм «TLT-Turbo», «Zitron» и д.р.), содержащие так же сложную систему каналов (повороты потока, длина подвижных уплотнений и т.п.).

Значительные потери энергии приходятся на вентиляторы из-за их низких эксплуатационных КПД, которые в среднем составляет 65,8%. Последнее обусловлено рядом объективных причин: невозможностью точного прогнозирования необходимых параметров проветривания на стадии проектирования, непрерывное развитие вентиляционной сети, несовершенства средств регулирования (адаптации, настройки) вентиляторов по производительности и давлению, невысокой экономичности вентиляторов устаревших конструкций и т.п.

Большая часть вентиляторных установок имеет сверхнормативные подсосы воздуха через надшахтные здания и переключающие устройства вентиляционных каналов, оказывающие влияние на режим работы вентиляторов, и приводящие к непроизводительным потерям энергии, которые достигают 22 - 30 % .

Фактическая потребность воздуха в лаве или на участке может колебаться за сутки от 32 % до 100 % (рисунок 7) расчетного значения. Указанный диапазон суточных изменений подачи воздуха, как показывают расчеты и мировой опыт, можно обеспечить непрерывным перераспределением воздуха в шахте и регулированием производительности главных вентиляторов.

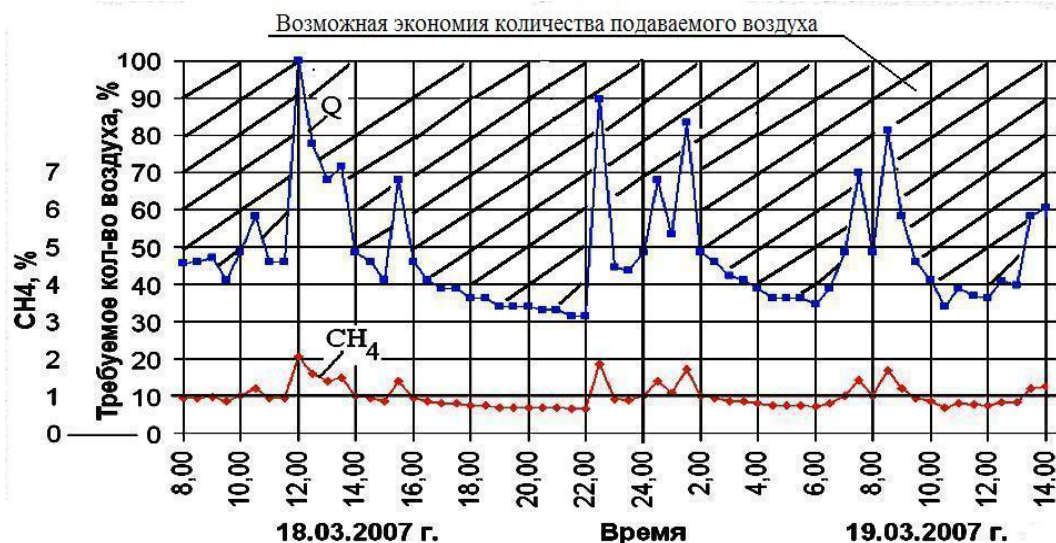


Рисунок 7 - График метаносодержания и потребности воздуха очистного участка шахты «Ульяновская»

Для указанных диапазонов изменения требуемой производительности главных вентиляторов наиболее эффективна компоновка вентиляторного агрегата в виде синхронного электропривода с регулируемым осевым вентилятором, оснащенный поворотными на ходу лопатками рабочего колеса (ЛРК) [5, 9].

Одним из перспективных вариантов модернизации является замена ротора вентилятора с не поворотными на ходу ЛРК на ротор с поворотными на ходу ЛРК без замены электропривода. На рисунке 8 приведены аэродинамические характеристики вентилятора ВО-40Км (ВОД-40 – после модернизации).

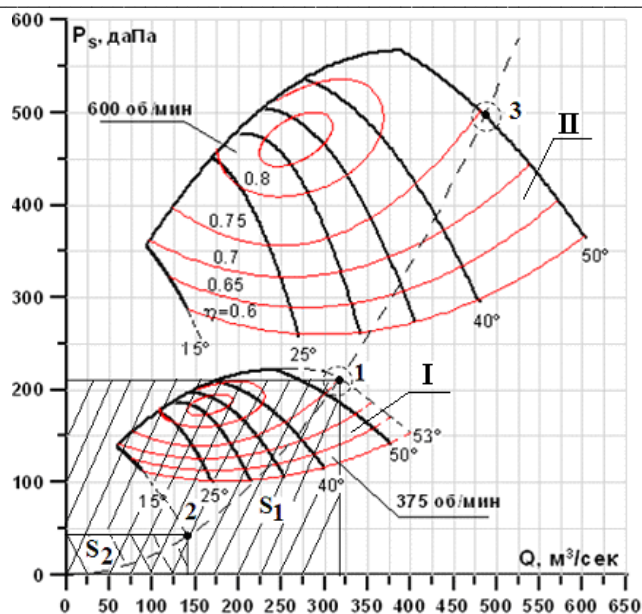


Рисунок 8 - Расчетные размерные характеристики вентилятора ВО-40Км при частоте вращения 375 об/мин и 600 об/мин.

Конструкция нового ротора спроектирована на максимальную скорость вращения до 600 об/мин. При этом возможна эксплуатация с существующим электроприводом с двигателем на 375 об/мин 1600 кВт (рисунок 8, характеристика I). Но при этом происходит недоиспользование возможностей вентилятора. На втором этапе модернизации, при увеличении потребности в воздухе по мере расширения вентиляционной сети (рисунок 8, характеристика II), будет установлен электродвигатель на 600 об/мин 3150 кВт.

При работе ГВУ с производительностью  $Q = 317 \text{ м}^3/\text{с}$  (рисунок 8, точка 1 – требуемые параметры сети на первом этапе модернизации) электродвигатель вентилятора потребляет из электрической сети мощность, пропорциональную площади  $S_1$ . При работе с производительностью  $Q = 130 \text{ м}^3/\text{с}$  (рисунок 8, точка 2), потребляется мощность, пропорциональная площади  $S_2$ . По графику вентиляционной нагрузки (рисунок 7) и аэродинамическим характеристикам вентилятора (рисунок 8) определено ожидаемое энергопотребление и возможная экономия электроэнергии. При автоматическом регулировании главных вентиляторов экономия может составить  $38 \div 45 \%$  от энергопотребления без регулирования.

Аналогично можно рассчитать потребляемую мощность и ожидаемую экономию электроэнергии для других шахто - пластов, где работают устаревшие вентиляторы.

Приближения к минимуму суммарных потерь электроэнергии можно достичь за счет максимально возможной по условию нагрева загрузки синхронного двигателя реактивной мощностью, т. е. при уменьшении нагрузки на валу двигателя, необходимо увеличивать отдаваемую им реактивную энергию [10].

Как показал опыт, модернизация вентиляторов ВОКД–2.4, выработавших проектный ресурс, позволила повысить их производительность, а также обеспечила значительный экономический эффект за счет снижения энергопотребления на вентиляцию шахты.

Регулирование и возможность форсирования режима проветривания при загазованиях (задымлениях), а также возможности эффективного реверсирования главных вентиляторов после их модернизации позволяет существенно повысить безопасность ведения подземных горных работ, особенно при авариях.

Автоматическое регулирование производительности ГВУ шахт и рудников позволяет получить значительную экономию электроэнергии. Управление возбуждением синхронного



двигателя ГВУ позволяет снизить потери в электрической сети шахты на стороне напряжения 6 кВ.

Модернизация вентиляторов серии ВОКД и ВОД позволит шахтам и рудникам увеличить эксплуатационные параметры проветривания, повысить надежность и снизить энергопотребление на вентиляцию.

#### Список литературы

1. Верещагин В. П., Олейник Я. В. Анализ потерь энергии в шахтных вентиляторных установках // Вопросы эксплуатации шахтных стационарных установок. - Донецк: ВНИИГМ, 1985. - С. 204 – 210.
2. Захарова А. Г., Разгильдеев Г. И. Структура энергопотребления и ресурсы энергосбережения на шахтах Кузбасса // Уголь. – 2000. - № 7. – С. 48 – 50.
3. Петров Н. Н. Об экономичности, стоимости и материалоемкости вентиляторных агрегатов // ФТПРПИ. – 1988. - № 4. – с. 67 – 72
4. Петров Н. Н. Исследование главных вентиляторных установок шахт. - Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1978.
5. Петров Н. Н., Попов Н. А. Новые главные вентиляторные установки с реверсивными и регулируемыми на ходу осевыми вентиляторами для шахт и рудников
6. Петров Н. Н. Состояние и некоторые оценки перспектив шахтного вентиляторостроения // ФТПРПИ. – 1980. - № 1. – с. 45 – 56.
7. Малахов А. Н. Экспертиза промышленной безопасности. // Сибирский уголь в 21 веке. – 2008. - №6 – с. 26 – 28.
8. Петров Н. Н., Зедгенизов Д. В. Управление воздухоподачей для технологических нужд как источник энергосбережения // Промышленная энергетика. – 2000. – № 11. – С. 5 – 10.
9. Пономарев П.Т., Семенов О.Д., Петров Н. Н. К обоснованию закона регулирования возбуждения синхронного привода шахтных вентиляторов. – В кн.: Автомат. Управл. В горном деле. Новосибирск, ИГД СО АН СССР, 1971.
10. Петров Н.Н. Пономарев П.Т. Сергачев А.Н. Исследование путей снижения энергопотребления на вентиляцию шахт. ФТПРПИ. – 1996. – № 6. – С. 88–99.

УДК 621.634

### МЕТОДИКА ПРОЕКТИРОВАНИЯ И РАСЧЕТА ЛОПАТОЧНЫХ СИСТЕМ РЕВЕРСИВНЫХ ОСЕВЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ

*Петров Н. Н., Грехнёва Е. Ю.  
Институт горного дела СО РАН  
г. Новосибирск, Россия*

**Введение.** Особое место в ряду требований, предъявляемых к вентиляторам главного проветривания шахт, отводится необходимости реверсирования вентиляционной струи. В соответствии с нормами “Правил безопасности в угольных шахтах” перевод на реверсивный режим должен осуществляться не более чем за 10 мин, причем расход воздуха, проходящего по выработкам в реверсивном режиме, должен составлять не менее 60% от расхода воздуха, проходящего по этим же выработкам в нормальном режиме проветривания.

В институтах Горного дела СО РАН и «АЭРОТУРБОМАШ» несколько десятилетий ведутся работы по созданию реверсивных и регулируемых на ходу осевых вентиляторов. В основе этих работ лежит разработка методов проектирования реверсивных аэродинамических схем осевых вентиляторов. Причем, для вентиляторов главного проветривания шахт (диаметром от 1800 до 5000 мм) разработаны методы синтеза геометрии для поворотных на ходу лопаток рабочих колес. Так же в рамках этих работ было показано, что вентиляторы

местного проветривания (диаметром до 1200 мм и мощностью до 250 кВт) не целесообразно выполнять с поворотными на ходу лопатками. Следовательно, для создания рабочих колес реверсивных и регулируемых на ходу вентиляторов малой мощности необходимо рассматривать способ их регулирования и реверсирования изменением соответственно частоты и направления вращения.

Группой исследователей (В. Г. Караджи, Ю.Г. Московко, И. В. Брусиловский и др.) установлено [1], что достаточные реверсивные характеристики неповоротно-лопастных рабочих колес обеспечиваются при использовании лопаток S-образной формы. Однако методы расчета геометрии таких лопаток недостаточно разработаны.

В истории развития методов проектирования лопаточных систем, т. е. выбора их геометрических параметров, можно выделить 3 основных подхода.

1. Когда не было ни систематических испытаний плоских решеток, ни хорошо разработанной теории их потенциального обтекания, применялся метод профилирования, основанный на имевшихся результатах многочисленных испытаний изолированных профилей [2]. Этот метод был широко распространен и применялся также для профилирования компрессоров, где он получил свое дальнейшее развитие [3].

Большое отличие моделей от реальных условий и недостаточность экспериментальных данных для различных сочетаний множественных исходных параметров привели к тому, что стала актуальной задача поиска новых подходов для аэродинамического проектирования решеток. В том числе, создание и развитие методов решения обратных задач обтекания решеток.

2. Второй подход предполагает разработку различных методов решения обратных краевых задач аэродинамики (ОКЗА) (см. работу [4] и библиографию к ней).

3. Третий подход в проектировании решеток заключается в использовании различных методов численной оптимизации, основанных на решении прямых задач обтекания решетки с привлечением тех или иных итерационных алгоритмов решения задач гидрогазодинамики.

В отечественной литературе в работах В. А. Руденко, И. А. Беззубко и др. [5] подробно представлено решение обратной задачи обтекания многорядной лопаточной решетки на основе решения прямых задач методом «дискретных вихрей», разработанным группой авторов под руководством С. М. Белоцерковского [6]. Этот метод был применен нами в ходе решения задачи расчета геометрических параметров решетки рабочего колеса реверсивного осевого вентилятора.

**Постановка задачи и численный метод ее решения.** Согласно теории Н. Е. Жуковского, обтекание замкнутой кольцевой решетки профилей, расположенной на поверхности цилиндра, цилиндрическим потоком происходит так же, как обтекание соответствующей ей бесконечной плоской решетки плоскопараллельным потоком. Таким образом, изучение обтекания лопаточных венцов осевого вентилятора сводится к рассмотрению плоских решеток.

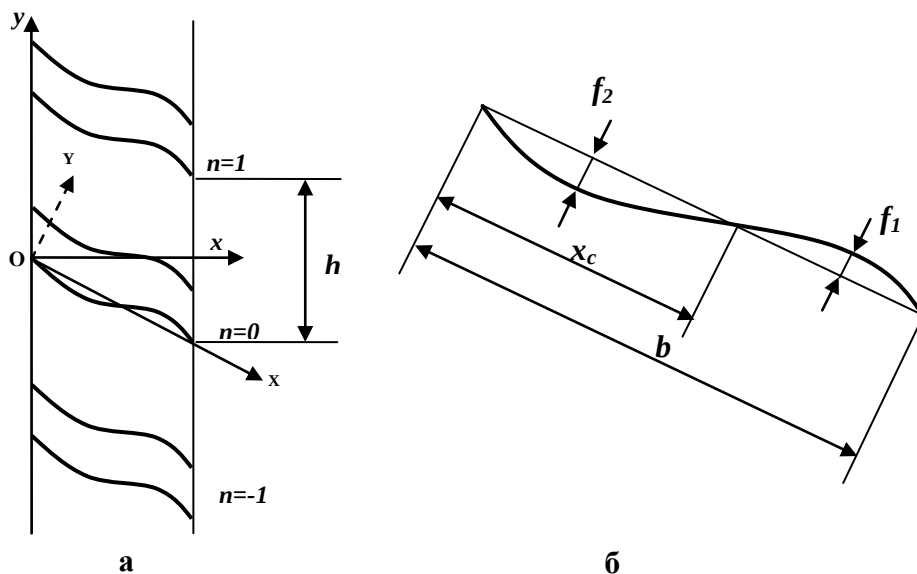
При решении задачи обтекания сдвоенных S-образных лопастей рабочего колеса осевого вентилятора, приняты следующие допущения. Для простоты полагаем, что среда моделируется идеальной несжимаемой жидкостью, а течение – потенциально. Будем считать лопатки тонкими. Это предположение позволит упростить задачу, рассматривая профили кольцевой решетки как разрезы на комплексной плоскости (рисунок 1).

В рамках введенных предположений, основываясь на гидродинамической теории решеток и теории функции комплексного переменного можно прийти к системе сингулярных интегральных уравнений относительно интенсивности вихрей  $\gamma_j(\xi_j)$

$$\operatorname{Im} \left\{ e^{i\alpha_m} \left[ \frac{1}{2ih} \sum_{j=1}^2 \int_{L_j} \gamma_j(\xi_j) (\operatorname{cth} \pi(z_m - \xi_j) + 1) d\xi_j + V_\infty \right] \right\} = 0. \quad (1)$$

Дополнительные условия, накладываемые на рассматриваемое течение, могут быть сформулированы относительно функции  $\gamma_j(\xi_j)$ :

- 1) постоянство циркуляции скорости потока вокруг профилей решетки для всех цилиндрических сечений;
- 2) безударность входа потока в решетку, т.е. равенство касательных скоростей жидкости у передней кромки и снизу профиля.



$n$  – номер пары профилей в решетке;  $h = \pi \cdot d / z$  – шаг решетки;  $d$  – диаметр рабочего колеса;  $z$  – число сдвоенных лопаток;  $f_1, f_2$  – величины прогибов профиля;  $b$  – длина хорды;  $x_c$  – расстояние от передней кромки профиля до точки перегиба

Рисунок 1 - Сдвоенные S-образные лопасти рабочего колеса

Для решения полученной системы сингулярных уравнений использовался метод "дискретных вихрей", идея которого состоит в следующем. Непрерывный вихревой слой, моделирующий несущую поверхность и след за нею, заменяется системой дискретных вихрей. На несущей поверхности выбираются точки, называемые контрольными (расчетными), в которых выполняется условие непротекания. Задача нахождения неизвестных циркуляций дискретных вихрей сводится к системе линейных алгебраических уравнений

$$\sum_{j=1}^2 A_{ij} \Gamma_j = B_i, \quad (i=1,2), \quad (2)$$

где  $A_{ij}$  – матрица с элементами – функциями геометрических параметров решетки,  $B_i$  – вектор из нормальных составляющих скорости набегающего потока в контрольных точках профилей,  $\Gamma_j = \sum_{n_j}^j$  – вектор, компонентами которого являются дискретные вихри профилей.

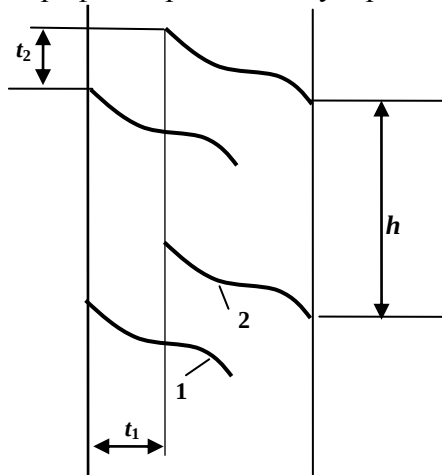
Система линейных алгебраических уравнений (2) решается численно методом Гаусса с выбором максимального элемента.

В результате получим значение суммарной циркуляции вокруг профилей решетки в каждом сечении лопатки:  $\Gamma_i = \sum_{k=1,2} \gamma_i(\xi_k)$ ,  $i=1..m$ ,  $m$  – количество выбранных сечений. Далее вводим целевую функцию:  $f_i = |\Gamma_k - \Gamma_i|$ , где  $i$  – номер сечения. При этом  $f_i$  – функция от параметров, определяющих геометрию решетки.

Дальнейшая задача сводится к нахождению минимума целевой функции  $f_i$ . Для решения этой задачи необходимо использовать один из методов оптимизации функций многих переменных, подробно описанных в работе [7].

Количество варьируемых параметров можно сократить, используя дополнительные условия.

Одним из таких условий является взаимное расположение лопастей в решетке. Из численного анализа относительных эпюр скоростей вдоль поверхностей профилей следует, что наиболее полно соответствует заданным требованиям [8] расположение лопастей, показанное на рисунке 2. При таком взаимном положении профилей имеет место наиболее эффективный для решеток тонких профилей режим "безударного" обтекания.

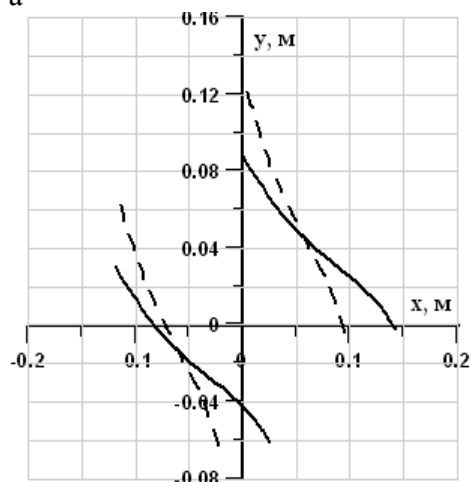


$h$  – шаг решетки;  $t_1$  – расстояние между профилями по оси  $x$ , изменяется в диапазоне  $0,16 \cdot h \div 0,3 \cdot h$ ;  $t_2 = 0,15 \cdot h$  – расстояние между профилями по оси  $y$

Рисунок 2 - Взаимное расположение сдвоенных лопастей рабочих колес

**Результаты расчета.** В качестве примера приведен расчет геометрических параметров решетки рабочего колеса реверсивного осевого вентилятора диаметром 1000 мм. Геометрия лопаток была рассчитана на следующие параметры: производительность в расчетной точке  $Q=18 \text{ м}^3/\text{сек}$ , статическое давление в расчетной точке  $P_s=2000 \text{ Па}$ , частота вращения  $n_0=1500 \text{ об/мин}$ . На рисунке 3 а приведены геометрические параметры решетки в периферийном и привтулочном сечениях, полученные путем расчета, рассмотренным выше методом, при заданной циркуляции и выполнении условий безударности входа и взаимного расположения лопастей в решетке. На рисунке 3 б показана трехмерная геометрия тонкой сдвоенной лопатки.

а



б

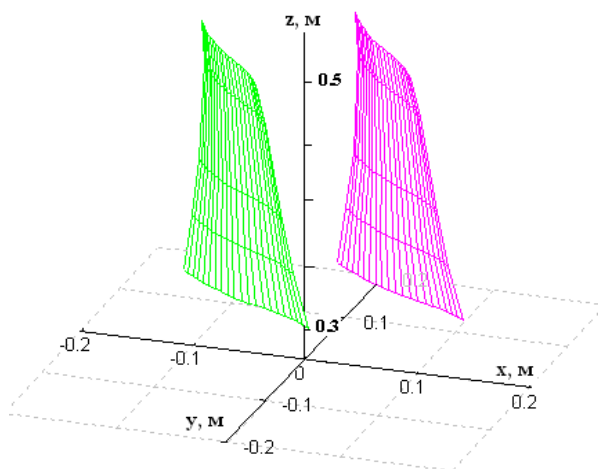


Рисунок 3 - Результат расчета геометрии лопаток рабочего колеса диаметром 1000 мм:  
а - профили лопаток в привтулочном (сплошная линия) и периферийном (пунктирная линия) сечениях; б - трехмерный вид сдвоенной лопатки рабочего колеса

Таким образом, в результате решения данной задачи можно получить оптимальную геометрию решетки, которая бы обеспечила: "безударный" и безотрывной режим обтекания при заданном значении скорости на входе в решетку с шагом  $h$  и циркуляцию скорости  $\Gamma_k$  вокруг профиля решетки. При этом рассчитанные S-образные лопасти рабочего колеса обеспечивают требуемые по правилам безопасности аэродинамические реверсивные характеристики.

Данные исследования позволили разработать аэродинамические схемы и конструкции рабочих колес реверсивных вентиляторов диаметром 1000, 1200, 2100 и 2400 мм для проветривания транспортных тоннелей (метрополитенов) и вентиляторов местного проветривания шахт.

#### Список литературы

1. Брусиловский И. В. Аэродинамика и акустика осевых вентиляторов. Труды ЦАГИ им. проф. Н. Е. Жуковского // М.: Издательский отдел ЦАГИ, 2004, вып. 2650.
2. Ушаков К. А. Аэродинамический расчет осевого вентилятора // Труды ЦАГИ, 1936, № 277.
3. Стефановский В. А. Осевые компрессоры // Оборонгиз, 1946, Ч.1.
4. Тумашев Г. Г., Нужин М. Т. Обратные краевые задачи // Механика, Учён. записки Казанского гос. ун-та, 115, №6, Казанский гос. ун-т, Казань, 1955, с. 3-167.
5. Руденко В. А., Беззубко И. А. Решение обратной задачи аэродинамического расчета рабочего колеса осевых вентиляторов с многорядными лопаточными решетками // Стационарное оборудование шахт: Сборник научных трудов ВНИИГМ им. М. М. Федорова, Донецк, 1987, с.151-156.
6. Белоцерковский С. М., Лифанов И.К. Численные методы в сингулярных интегральных уравнениях и их применение в аэродинамике, теории упругости, электродинамике // М.: "Наука", 1985.
7. Сухарев А. Г., Тимохов А. В., Федоров В. В. Курс методов оптимизации // М.: Наука, 1986, 367 с.
8. Руденко В. А., Манянина А. С. Расчет эпюр скоростей при обтекании профилей сдвоенных лопаток осевых вентиляторов.// Сборник научных трудов, Донецк 1980, стр. 119-121.

УДК 658.345:622.33

#### НАПРАВЛЕНИЕ ИССЛЕДОВАНИЙ НА КАФЕДРЕ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ БЕЗОПАСНОСТИ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

<sup>1</sup>Говорухин Ю.М., <sup>1</sup>Криволапов В.Г., <sup>1</sup>Лукин К.Д., <sup>2</sup>Векслер Ю.А.

1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»

г. Новокузнецк, Россия

2 - Marco GmbH, Германия

Одним из приоритетных направлений в деятельности кафедры «Разработка пластовых месторождений» (РПМ) является повышение качества образования по направлению промышленной безопасности опасных производственных объектов, к которым относятся шахты, разрезы, обогатительные фабрики.

Для обеспечения безопасности ведения горных работ на угольных шахтах в последнее время, около десяти лет, появилось большое количество современных технических средств. К ним, конечно, в первую очередь относятся различные системы, как отечественных, так и зарубежных компаний: аэрогазового контроля; наблюдения, оповещения об авариях людей,

независимо от того, в каком месте шахты они находятся, а также поиска застигнутых аварией людей.

Однако, количество аварий с большим количеством погибших горняков, подтверждает то, что недостаточно только технических средств предупреждения аварий.

На первое место встают следующие научные и практические задачи: выбор оптимальной и безопасной технологии отработки угольного пласта; определение приоритета – максимальная производительность очистных и подготовительных забоев или ограничения по вентиляции; прогнозирование возникновения аварийных ситуаций, возможность ликвидации возникших аварий с наименьшими людскими и финансовыми затратами.

На территории Кузбасса, довольно небольшой по площади, сконцентрировано много опасных производственных объектов с потенциально высокой степенью загрязнения окружающей среды. Что касается угольной промышленности, это: при открытых горных работах – вывод из сельскохозяйственного оборота плодородных земель, запылённость атмосферы, выделение метана, который является парниковым газом, загрязнение атмосферы вредными и ядовитыми газами при работе технологического оборудования, загрязнение природных водоёмов; при подземных горных работах – также вывод из сельскохозяйственного оборота плодородных земель, выделение метана, загрязнение природных водоёмов шахтными водами, нарушение рельефа земной поверхности на подработанных территориях.

Проблему обеспечения промышленной и экологической безопасности предлагается решать на основе системного подхода на стадиях разведки месторождения, утверждения запасов месторождений, разработки бизнес-планов, выдачи лицензий и лицензионных соглашений на право ведения горных работ в пределах шахтного поля, проектирования, строительства, эксплуатации и ликвидации шахты. На каждом этапе необходимо соблюдение требований нормативных документов и регламентов, обеспечивающих профилактику техногенных и экологических чрезвычайных ситуаций.

Однако существующие нормативные документы по обеспечению промышленной безопасности разработаны не для всех этапов развития шахтного фонда. В частности, отсутствуют надёжные алгоритмы и методы прогноза предаварийных ситуаций при вероятных взрывах угольной пыли и метана.

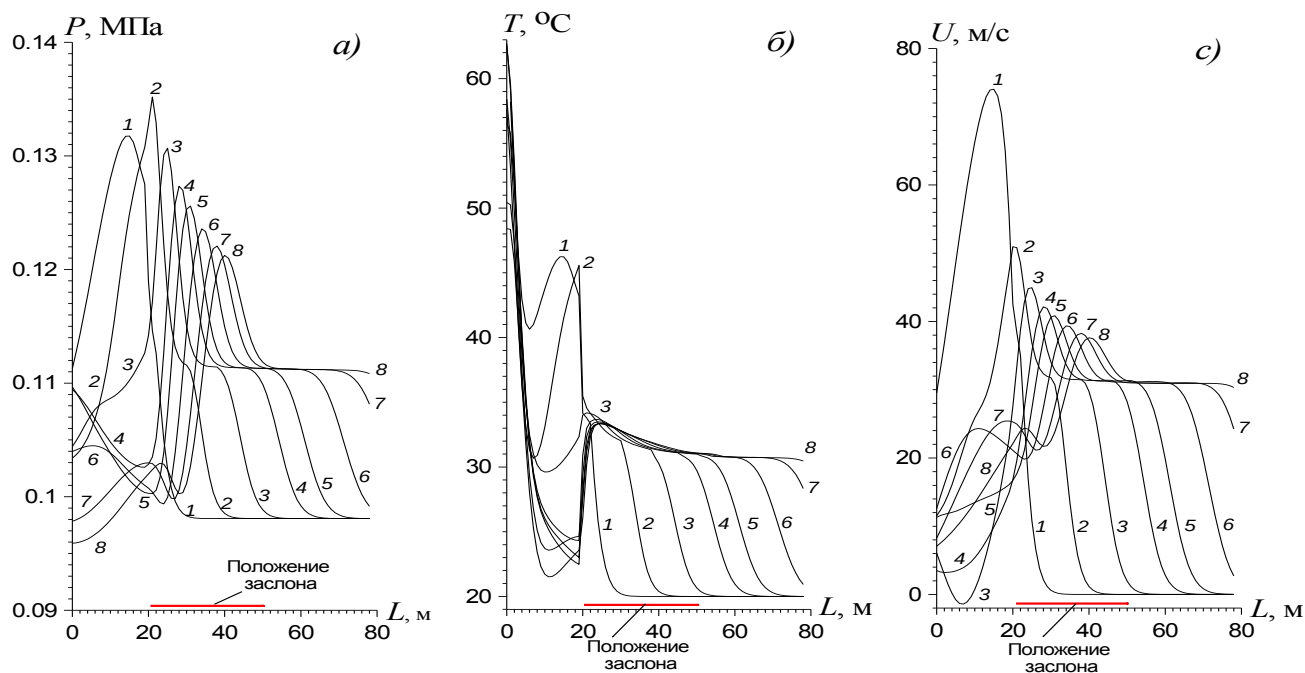
Подобная проблема на кафедре решена в защищённой В.Г. Криволаповым кандидатской диссертации «Разработка методов и средств управления взаимодействием ударной воздушной волны с рассредоточенными водяными заслонами в выработках шахт» (рисунок 1).

Результаты исследований, полученные в диссертации, позволяют:

- разрабатывать на этапе проектирования схемы размещения в выработках рассредоточенных водяных заслонов для эффективного гашения взрывных волн;
- применять программный комплекс «Ударная волна» для анализа оперативной ситуации, разработки мероприятий по изменению параметров заслонов и проектирования защиты тупиковых выработок от поражающих факторов;
- рассчитывать газодинамические параметры ударных воздушных волн, распространяющихся по горным выработкам, и их взаимодействие с рассредоточенными водяными заслонами;
- определять положение заслонов в выработках и их массу для повышения их эффективности при гашении воздушной ударной волны, образующейся при взрыве пылеметано-воздушной среды в тупиковой выработке;
- повысить эффективность и безопасность ведения проходческих работ за счёт разработанных методов и средств снижения воздействия поражающих факторов: давления и скорости набегающего потока, температуры и концентрации продуктов взрыва при различных технологических схемах проведения горных выработок.

Для решения задач вентиляции шахт, дегазации угольных пластов, расчета безопасных расстояний при возможных взрывах пылеметановоздушных смесей (МПВС) сотрудниками кафедры РПМ в рамках Научно-образовательного центра «Наукоемкие ресурсосберегающие технологии добычи, переработки и использования недр» проведена адаптация про-

граммных комплексов «Вентиляция 1.0» и «Ударная волна 1.0» для обеспечения учебного процесса по дисциплинам: «Вентиляция шахт», «Аэрология горных предприятий», «Безопасность ведения горных работ», «Имитационное моделирование», «Геоинформационные системы».



Место расположения водяного заслона в моменты времени:

1 – 0,073 с; 2 – 0,1 с; 3 – 0,127 с; 4 – 0,15 с; 5 – 0,175 с; 6 – 0,2 с; 7 – 0,224 с; 8 – 0,249 с;  
9 – 0,274 с; 10 – 0,3 с; 11 – 0,327 с; 12 – 0,354 с;  $P_b = 0,28$  МПа

Рисунок 1 - Графики изменения давления (а), температуры (б) и скорости (с) воздушного потока в горных выработках

С использованием разработанного программного обеспечения выполнен ряд дипломных работ по повышению безопасности ведения горных работ, в том числе на тему «Совершенствование способов и средств защиты выработок выемочного участка при взрывах пылеметановоздушных смесей в выработанном пространстве». Моделирование взрыва ПМВС проводилось на примере условного выемочного участка с разбивкой выработанного пространства на блоки размерами 5х5 метров (рисунок 2).

Точность прогноза можно повысить посредством уменьшения размеров блоков. Задачей моделирования было установление закономерностей распространения фронта ударной волны и фронта пламени в выработанном пространстве и по сети горных выработок.

В дипломной работе доказано, что тяжёлых последствий аварий связанных с взрывом ПМВС можно было избежать, заранее создав математическую модель выработанного пространства и сети горных выработок шахты. После ввода исходных данных: координат предполагаемого взрыва, критических концентраций метана, объема загазованности и наличие угольной пыли, можно рассчитать параметры взрыва МПВС и его последствия на безопасность опасного производственного объекта. Полученная информация становится важным источником прогноза возможных разрушительных последствий взрыва и, следовательно, входит одной из составляющих в критерий безопасности ведения горноспасательных работ.

В другой дипломной работе «Совершенствование способов и средств защиты выработок выемочного участка при взрывах пылеметановоздушных смесей в выработанном пространстве» решена актуальная научно-техническая задача, заключающаяся в разработке методов и средств управления взаимодействием ударной волны с парашютными и водоналивными перемычками, снижающих интенсивность ударной волны в очистном забое до безопасного уровня.

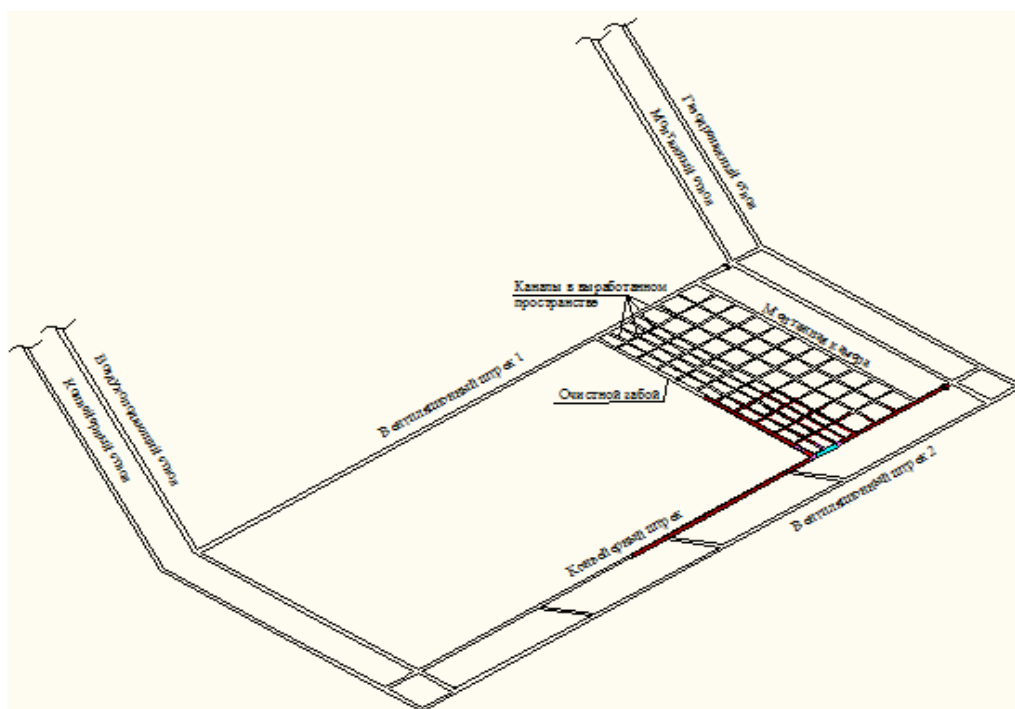


Рисунок 2 – Схема дискретизации выемочного участка на блоки

В дипломной работе «Взаимодействие ударной воздушной волны с водяными заслонами при возведении изолирующих противопожарных перемычек» определены параметры заслонов для безопасного ведения работ по изоляции пожарных участков.

Обоснованы направления дальнейших исследований: «Управление вентиляционными режимами при ликвидации аварий на шахтах Южного Кузбасса», «Выбор способа управления газовыделением выемочных участков на пологих пластах Южного Кузбасса».

Ведутся исследования, направленные на разработку газодинамической модели формирования газового коллектора в выработанном пространстве при отработке свиты пластов. Современная техника для ведения работ по добыче угля в длинных комплексно-механизированных забоях обеспечивает суточную мощность до 10000 т и более. В связи с этим существенно возрастает газовыделение на выемочном участке, большую долю в газовом балансе которого занимает выработанное пространство. В этих условиях уменьшается линейное и нелинейное аэродинамическое сопротивление выработанного пространства, что приводит к образованию областей с высокими концентрациями метана, т.е. формированию газового коллектора, а также к увеличению утечек воздуха. На пластах углей, склонных к самовозгоранию эти явления могут привести к возникновению эндогенного пожара.

В настоящее время отсутствуют надёжные методики прогноза параметров процесса миграции метановоздушной смеси в выработанном пространстве при отработке высокогазодельных угольных пластов. На практике формирование газового коллектора в выработанном пространстве выемочного участка с высокими концентрациями газа-метана и обрушение горных пород кровли приводит к загазированию выработок выемочного участка, т.е. созданию аварийной ситуации.

Научное значение полученных результатов исследований состоит в раскрытии путём моделирования механизма миграции флюидов в дезинтегрированных горных породах при их переменной пористости и проницаемости.

При добыче угля из недр попутно извлекается газ метан и шахтные воды, которые экологически небезопасны. Поэтому будут продолжаться работы по утилизации капируемого метана и по замкнутому водоснабжению с применением современных методов и способов очистки шахтных вод и водоподготовки.



При увеличении глубины ведения горных работ большое значение приобретает прогноз геодинамических явлений, в виде техногенных и природных землетрясений, горных ударов.

Процессы контроля напряженного состояния горных массивов, прогнозирования горных ударов, предупреждения обрушений кровли и разрушения целиков в подземных выработках являются по существу процессами получения информации о состоянии геомеханического объекта, недостающей для получения достаточно надежных рекомендаций по безопасному ведению горных работ. За последние годы проведены исследования, накоплен значительный опыт управления геодинамическими процессами, созданы методы и аппаратура контроля геомеханических процессов. Однако виду сложности проблемы мониторинга и достоверности прогноза геодинамических явлений на практике рекомендации учёных и практиков не всегда подтверждаются.

Осуществление текущего мониторинга состояния горных пород связано со значительными материальными затратами, в то время как конечный результат - знания состояния массива пород и его прогнозирование на будущий период - может восполнить эти затраты лишь в малой степени. Поэтому разработка методов и технических средств контроля геомеханических процессов массива горных пород является актуальной научно-практической задачей. Соответственно необходимо разработать технические требования для изготовления приборов и аппаратуры нового типа, обеспечивающих высокую надёжность результатов при ограниченном влиянии помех природного и техногенного характера.

Из всего многообразия типов аппаратуры и систем контроля за геомеханическими процессами, протекающими в зоне активного ведения горных работ, в настоящее время, не представляется выделить наиболее эффективный комплекс, который бы позволял адекватно проводить исследования и мониторинг состояния массива горных пород в широком диапазоне горно-геологических и горнотехнических условий. На основании проведённого анализа наиболее перспективным направлением для угольных шахт видится использование исследований активности акустической эмиссии. Для промышленной апробации данного способа применялась аппаратура фирмы Marco GmbH (Германия), состоящая из пьезодатчика, контроллера, блока питания и соединительных проводов.

Данная аппаратура апробировалась для мониторинга геомеханического состояния углевмещающего массива при отработке удароопасных пластов Украины, а так же пластов опасных по внезапным выбросам угля и газа Кузбасса.

Работы проводились по следующей методике: в шпуре в боку выработки устанавливался датчик, далее проводилось возбуждение забоя путем выемки угля в течение одной минуты. Далее работы останавливались и велась регистрация поступающих импульсов в течении 5 минут. Верхний предел частоты был ограничен в 5 кГц.

В целом метод продемонстрировал свою работоспособность.

В ближайшее время на шахте «Абашевская» ОАО УК «Южкузбассуголь» намечается провести комплексные экспериментальные работы с использованием аппаратуры фирмы Marco по мониторингу геомеханического состояния горного массива при отработке выемочных столбов. Целями исследований являются:

- интегральная оценка горнотехнической и геомеханической ситуации в выемочном столбе в зоне влияния очистного забоя;
- регулирование по результатам мониторинга рабочих процессов, в частности изменение скорости обработки забоя или эффективности проведения профилактических мероприятий;
- заблаговременное распознавание опасности;
- обеспечение безопасных условий труда горняков;
- обеспечение максимальной эффективности работы очистных забоев при безопасных условиях труда.

**ЗАДАЧИ РАСШИРЕНИЯ ФУНКЦИЙ ШАХТНЫХ ИНФОРМАЦИОННО-УПРАВЛЯЮЩИХ СИСТЕМ***Пугачев Е.В., Лапин С.Э., Кокорев А.Н.**ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»**г. Новокузнецк, Россия*

Проблемы промышленной безопасности угольных шахт в настоящее время решаются широким спектром представленных на рынке России технических и программных средств. Указанные средства, как правило, строятся на основе современных устройств «низовой» автоматики, вычислительных комплексов, средств накопления, хранения представления информации, характеризуются использованием современных сетевых технологий, персональных компьютеров, локальных и глобальных информационных сетей. Использование таких технологий предъявляет определенные требования как к производителям и проектировщикам данных систем, так и к обслуживающему персоналу и органам отраслевого надзора.

Одними из основных задач по обеспечению безопасности горных работ являются: автоматизированный газовый контроль, автоматическая газовая защита и задачи, предусмотренные п. 41 "Правил безопасности в угольных шахтах" (ПБ), а именно:

- аварийное обнаружение людей, независимо от места, где они находятся;
- наблюдение за персоналом в рабочем режиме (технологическое позиционирование);
- поиск людей, застигнутых аварией (поиск под завалами).

Для аэрогазового контроля (АГК), основываясь на опыте эксплуатации последних лет на шахтах Кемеровской области, можно выделить несколько особенностей, актуальных при эксплуатации:

- получаемые от системы АГК данные должны быть достоверны;
- исключение возможности внесения изменений в информацию, проходящую по каналам связи системы АГК;
- максимально простая эксплуатация системы;
- система метрологического сопровождения элементов системы АГК должна быть максимально упрощенной.

С применением цифровых стандартов связи взамен аналоговой передачи сигналов между датчиками и контроллерами существенно упрощается процедура метрологической поверки элементов системы АГК. Каналы связи от датчика до монитора в этом случае не требуют периодической поверки; в ней нуждается только первичный измеритель.

Задач п. 41 "Правил безопасности угольных шахт" сравнительно недавно начали решать с помощью комплексных систем, поставляемых «под ключ». Эти системы имеют ряд характерных особенностей: отсутствие расширенной нормативной базы; разнообразие подходов к решению указанных задач; широкий спектр условий, в которых возникают названные задачи (различные системы разработки пластов, горно-геологические условия, технологические условия и др.).

По аналогии с системами АГК, простота обслуживания и легкость восстановления при неисправностях является приоритетом при выборе технологии, по которой строятся системы технологического позиционирования и поиска людей под завалами.

Наряду с задачами, решения которых требуется в соответствии с ПБ 05-618-03, а также «Методическими рекомендациями по аэрогазовому контролю в угольных шахтах» современные шахтные информационно-управляющие системы (ШИУС) способны реализовывать расширенный набор алгоритмов, а именно:

- контроль раннего обнаружения пожаров;
- централизованный контроль давления воды в противопожарных ставах;
- контроль горно-динамических явлений в угольных пластах;

- локальные системы автоматического управления основным и вспомогательным технологическим оборудованием;
- централизованный контроль концентрации угольной пыли в местах ее возникновения.

Перечисленные задачи успешно решаются при наличии соответствующих первичных измерителей и исполнительных механизмов.

Функциональная структура построения системы, позволяющей решать описанные задачи, на примере ШИУС «МИКОН III» производства компании «Информационные горные технологии», г. Екатеринбург, приведена на рисунке 1.

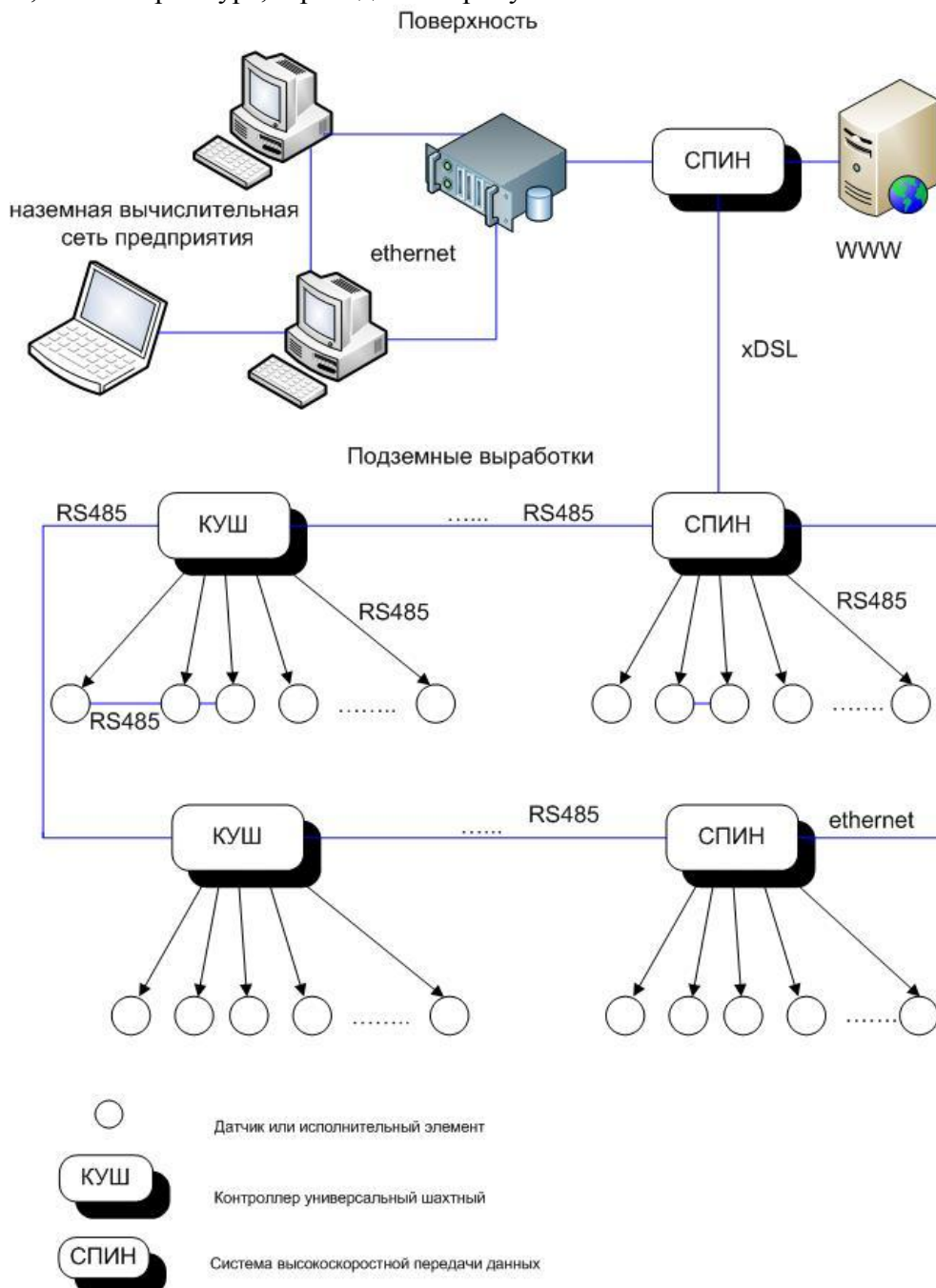


Рисунок 1 – Функциональная структура построения ШИУС для задач промышленной безопасности

Решение указанных задач позволит создать гибкую, надежную и эффективную шахтную информационно-управляющую систему промышленной безопасностью, что в итоге повысит культуру труда и эффективность производства.

**ВЛИЯНИЕ ЧЕЛОВЕЧЕСКОГО ФАКТОРА И ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ  
НА РАБОТУ ЭЛЕКТРОПРИВОДА РЕЗАНИЯ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА***Иванов А.С.**ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Одним из приоритетных направлений «Энергетической стратегии России на период до 2020 года» [1] является увеличение объемов потребления угля. Изначально в программе предусматривался рост добычи угля с 258 млн. т в 2000 году (253 млн. т в 2002 году) до 310 - 330 млн. т в 2010 году и до 375 - 430 млн. т в 2020 году.

Однако в [2] отмечен 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». Там же отмечается, что на данном этапе реализации программ [1, 2] темпы роста нагрузки на очистной забой к уровню 2005 г. составили 120%, а к 2030 планируется выйти на показатель 400-450%.

Стоит отметить, что 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.

Главным технологическим инструментом проходческого комбайна является режущая коронка, приводимая во вращение посредством асинхронного электродвигателя с короткозамкнутым ротором, которая в совокупности с трансмиссией и электродвигателем образуют электропривод резания проходческого комбайна. Взаимодействие электропривода резания и забоя происходит посредством электрогидравлического привода.

Как показывают исследования В.А. Бреннера, А.В. Докукина, А.Б. Логова, А.Н. Коршунова, Ю.Д. Красникова, В.И. Нестерова, П.Н. Палева, В.И. Солода и др., существенное влияние на процесс формирования нагрузок электропривода резания оказывают условия эксплуатации. В Кузбассе значительное количество пластов содержат вязкие и крепкие угли с породными прослойками, представленные аргиллитом, алевролитом или песчаником с коэффициентом  $f=2-5$  по шкале проф. М.М. Протоdjяконова, что при отсутствии систем ограничения нагрузок и недетерминированном характере их появления приводит к перегрузкам электродвигателя.

Технологические операции при ведении проходческих работ выполняет оператор (комбайнер). Руководствуясь личным опытом, визуальными наблюдениями, или, зачастую, интуитивно оператор делает выводы о нагрузке на электропривод резания и принимает решения о целесообразности увеличения или уменьшения скорости подачи. Однако, как показывает практика, «опрокидывание» электродвигателя происходит за 0,3-0,4 секунды, что оператор не в состоянии предотвратить. Таким образом, разработка устройства для автоматической защиты электродвигателя исполнительного органа горной машины от перегрузок является актуальной задачей.

На рисунке 1 представлен график зависимости тока электродвигателя при работе проходческого комбайна. На приведенном графике ярко выражены пики и провалы тока, что напрямую взаимосвязано с действиями оператора, причем пик тока (194 А) соответствует контакту исполнительного органа с твердым включением.

Анализ средств защиты горных машин от перегрузок при внезапном стопорении электропривода резания показал, что эти устройства по способу предохранения могут быть разделены на три типа: отключающие, тормозящие и разъединяющие.

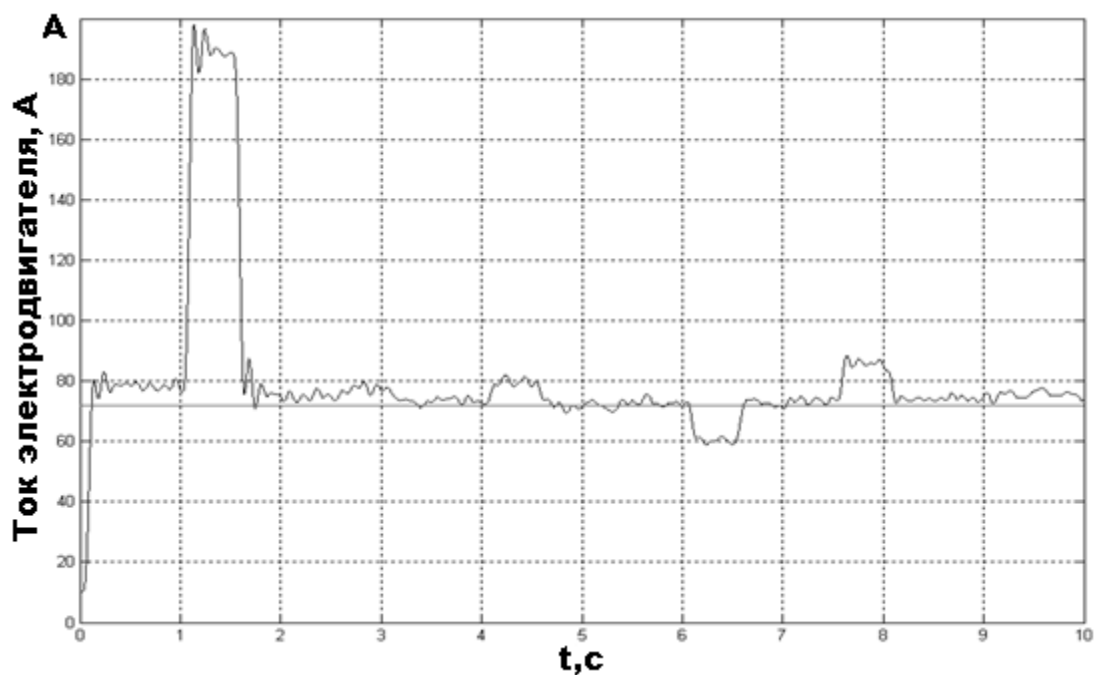


Рисунок 1 - Ток электродвигателя привода резания при работе проходческого комбайна

При технологических перегрузках совершенно недопустимо отключение электродвигателя, так как последующий пуск происходит под нагрузкой, что приводит к повторным перегрузкам и выходу электродвигателя из строя. Кроме того, при симметричных токовых перегрузках ни одна из известных схем защиты не защищает двигатель от «опрокидывания». Частые отключения главного двигателя проходческих комбайнов приводят к уменьшению срока службы электродвигателя и вызывают непроизводительные затраты времени.

Анализ высокой аварийности электропривода резания показывает, что основной причиной выхода его из строя являются многочисленные повреждения, вызываемые большим количеством технологических перегрузок при эксплуатации. В применяемых схемах дистанционного управления двигателями проходческих комбайнов все виды защит при повреждениях или перегрузках по любым причинам вызывают отключения двигателя от сети, что не обеспечивает требуемое ограничение нагрузок электродвигателя.

В предохранительных устройствах отключающего типа происходит отключение электродвигателя при достижении заданной нагрузки, что неприемлемо для горных машин, поскольку запасенная кинетическая энергия ротора электродвигателя передается трансмиссии и исполнительному органу, и вызывает недопустимые нагрузки в этих системах. Устройства, применяемые для защиты комбайновых двигателей, срабатывают при уже возникшей перегрузке, однако необходимо принимать меры по предотвращению самих перегрузок. Поэтому, применение автоматических регуляторов нагрузки значительно уменьшает число опрокидываний двигателя за счет выбора оптимального режима резания. Однако присущая всем регуляторам инерционность не позволяет им при весьма быстром нарастании нагрузки (или при последовательности быстрых пиковых импульсов нагрузки) защитить двигатель от перегрузки и опрокидывания. Поэтому наряду с применением САР нагрузки проходческих комбайнов возникает необходимость в использовании специального устройства защиты электродвигателя привода резания от опрокидывания. В этом случае САР будет обеспечивать стабилизацию нагрузки при медленных и средних по скорости нарастания возмущающих воздействиях, а контур защиты будет срабатывать при наиболее быстром нарастании нагрузки или от последовательности быстрых пиковых импульсов нагрузки.

В настоящий момент серийно выпускаемыми устройствами для автоматической защиты электродвигателя исполнительного органа горной машины от перегрузок являются

«ПРИЗ» и «КОРД». Так же в [3, 4] авторами предложен ряд оригинальных разработок для решения обозначенной проблемы.

По нашему мнению, перспективным направлением является построение САР нагрузки с использованием электрогидравлических золотниковых распределителей с непосредственным управлением [5]. Однако в работе [5] предложен вариант построения САР нагрузки при отработке забоя горизонтальными слоями, что не в полной мере удовлетворяет требованиям к системе ограничения нагрузок, так как на практике возможны следующие схемы отработки забоя: вертикальными слоями; комбинированный способ (перемещение исполнительного органа по диагонали).

Дальнейшим направлением нашего исследования является построение адаптивной САР нагрузки, обеспечивающей поддержание максимальной нагрузки главного привода с минимальной энергоёмкостью процесса резания за счёт более точного регулирования параметров стружки в зависимости от горно-геологических условий.

Применение регулятора нагрузки и системы защиты от опрокидывания электродвигателя позволяет простыми средствами создать автоматическую систему стабилизации нагрузки в приводах проходческого комбайна, что обеспечит снижение динамических нагрузок в системе его приводов, более полное использование электродвигателя по мощности, а также повышение показателей надежности работы комбайна. При этом наличие обширной микропроцессорной и силовой элементных баз позволяет организовать комплексный подход при разработке обозначенного регулятора нагрузки.

#### Список литературы

1. «Энергетическая стратегия России на период до 2020 года» [электронный документ] (<http://www.minprom.gov.ru/docs/strateg/1>). Проверенно 12.04.2009.
2. «Энергетическая стратегия России на период до 2030 года» [электронный документ] (<http://www.energsovet.ru/npb1191p21.html>). Проверенно 12.04.2009.
3. Патент №989065. Устройство для автоматической защиты электродвигателя исполнительного органа горной машины от перегрузок./ Мещерин А.Т., Мосунов Ю.Я., Вавиловский В.И., Назаренко И.С., Колесников В.П., Логов А.Б., Кузин Ю.М. Опубл. 15.01.1983
4. Патент №898057. Устройство для автоматической защиты электродвигателя исполнительного органа горной машины от перегрузок./ Мещерин А.Т., Мосунов Ю.Я., Вавиловский В.И., Колесников В.П., Петухов Н.Н., Назаренко И.С. Опубл. 15.01.1982
5. Мещерина Ю.А. Исследование и разработка системы стабилизации нагрузок электропривода резания проходческого комбайна. Автореф. дис. ... канд. тех. наук. – Кемерово, 2009. – 18 с.

УДК 622.531

### КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ШАХТНЫХ ВОД

*Криволапов В.Г., Казачук И.М.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

При добыче угля попутно из недр извлекается большое количество метана и шахтных вод. Если утилизации шахтного метана в последнее время уделяется значительное внимание и есть примеры его комплексного и рационального использования, то этого не скажешь о шахтных водах.

В большинстве случаев шахтные и карьерные воды рассматриваются как отходы предприятий угольной промышленности, однако есть и примеры их использования в народном хозяйстве.

Шахтные воды, добываемые в угольных шахтах, не только сбрасываются в водоемы, но и широко используются в отрасли для пылеподавления, отвода тепла от шахтных кондиционеров, гидротранспортирования закладочного материала и угля, гидродобычи и обогащения угля, для поливки дорог и т.д.

Значительная часть шахтных вод может использоваться в сельском хозяйстве для полива, технического водоснабжения животноводческих комплексов, разведения рыбы и водоплавающей птицы.

В связи с упорядочением водопользования промышленных предприятий шахтные воды используют предприятия стройиндустрии, разрабатываются проекты использования шахтных вод в металлургической промышленности и других отраслях.

В данной статье предлагается рассматривать шахтные воды как попутное полезное ископаемое, и рассмотрена возможность комплексного их использования.

Один из вариантов использования шахтных вод приведен на рисунке 1.

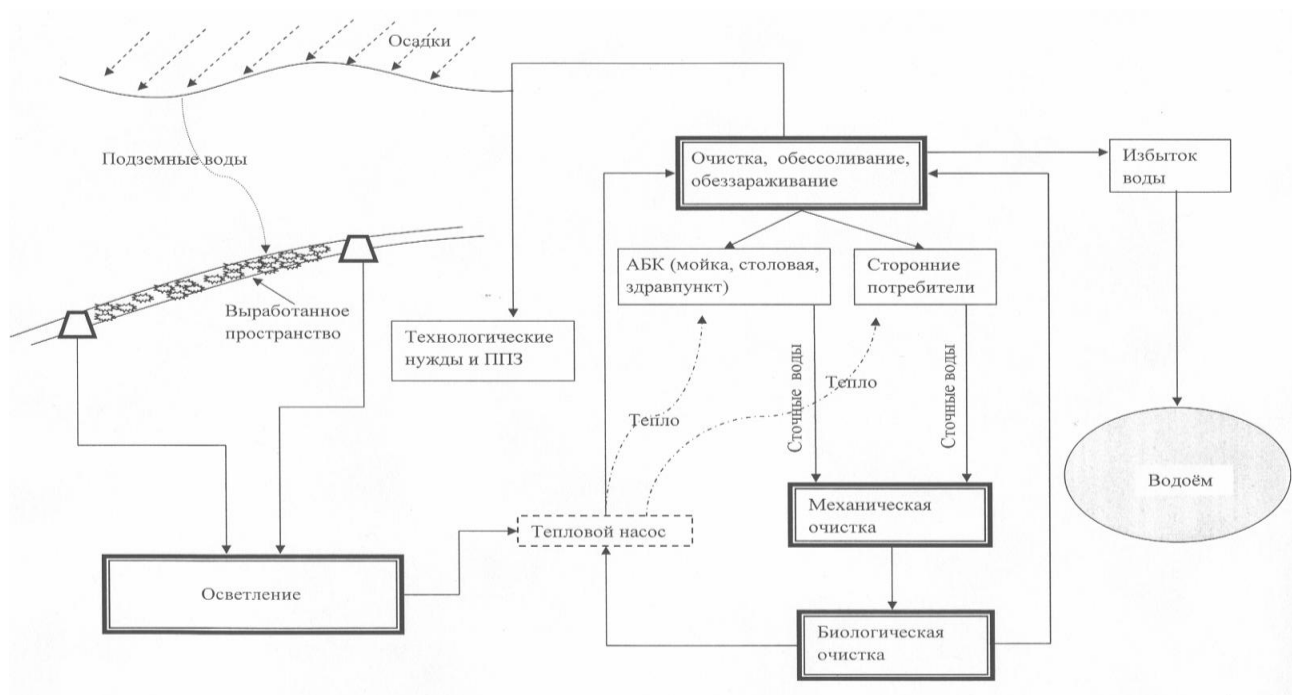


Рисунок 1 – Комплексное использование шахтных вод

Подземные грунтовые воды, находящиеся в углепородном массиве, а также атмосферные осадки, попадающие в горные выработки и выработанное пространство, фильтруются через обрушенные породы. После первичной фильтрации они поступают в отстойники - осветлители для первичного осветления от взвешенных частиц в подземных условиях. После осветления шахтная вода проходя через тепловой насос, перекачивается на очистные сооружения для проведения необходимой очистки, обессоливания и обеззараживания при этом полученное тепло может поступать для отопления административно-бытового комбината шахты и сторонним потребителям. Очищенные и обеззараженные шахтные воды также подаются в шахту на технологические нужды и противопожарную защиту, для использования в бытовых целях в административно-бытовой комбинат шахты, в поверхностные цехи и участки и сторонним потребителям, избыток очищенных и обеззараженных шахтных вод сбрасывается в водоем.

Сточные воды, полученные от использования воды в бытовых целях, проходят механическую, биологическую очистку и обеззараживание и возвращаются в замкнутый контур.

Использование вторичных ресурсов для самообеспечения предприятий повышает их рентабельность и экологическую безопасность.

# **К ВОПРОСУ ОБ ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТЬЮ И ОХРАНОЙ ТРУДА НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ КУЗБАССА (НА ПРИМЕРЕ ООО «ШАХТА ЗИМИНКА»)**

<sup>1</sup>Джалалян Ю.М., <sup>2</sup>Киенко Е.В., <sup>3</sup>Попов В.Б.

**1 - Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет»**

**2 - Центр психолого-медико-социального сопровождения «ДАР»**

**3 - НП «Новокузнецкий институт малого бизнеса»**

**г. Новокузнецк, Россия**

Уровень травматизма – основной показатель эффективности производственного контроля и системы управления промышленной безопасностью на угольных шахтах. В связи с этим на угольных шахтах постоянно составляются планы, и проводится ряд мероприятий, направленных на обеспечение промышленной безопасности, снижение риска аварий и производственного травматизма.

Предотвращение опасностей как элемент системы управления промышленной безопасностью и охраны труда на ООО «Шахта Зиминка» (рисунок 1) в соответствии с разделом 5 Положения о системе управления промышленной безопасностью и охраной труда ООО «Шахта Зиминка» [3] включает:

- предупредительные и контрольные меры;
- управление изменениями;
- предупреждение аварийных ситуаций, готовность к ним и ликвидация их последствий;
- снабжение;
- подрядные работы.

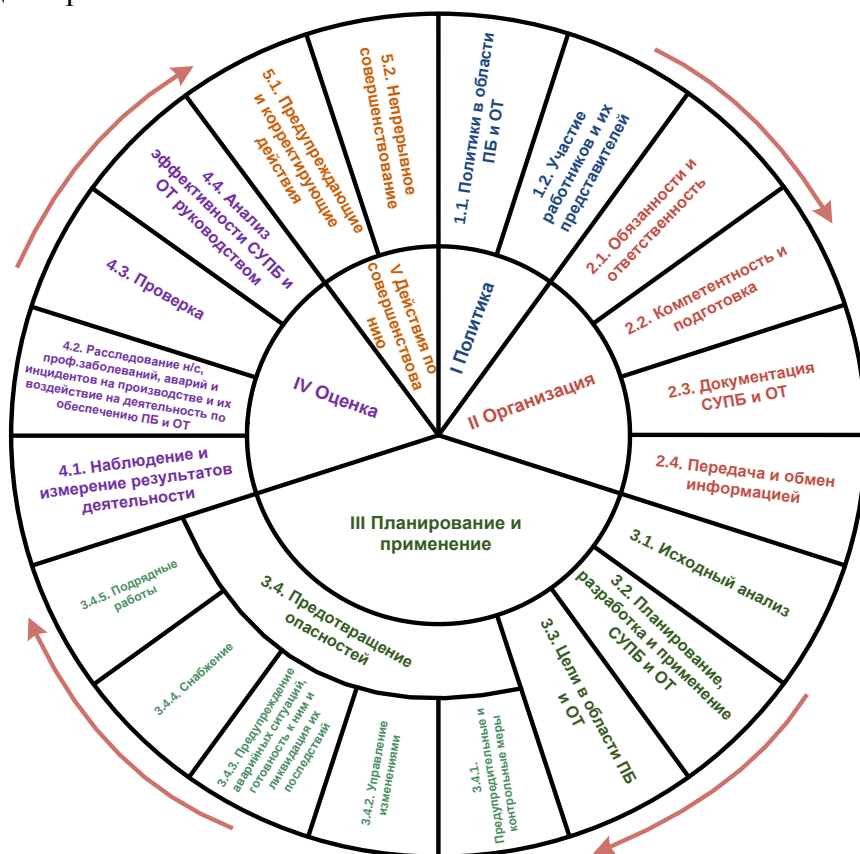


Рисунок 1 - Система управления ПБ и ОТ на ООО «Шахта Зиминка»



В соответствии с п. 3.4 раздела 5 указанного Положения [3] все опасности, возникающие в процессе производственной деятельности, должны быть предотвращены за счёт разработки и осуществления предупредительных и контролирующих мер, которые включают в себя:

- идентификацию опасностей, оценку и управление рисками на постоянной основе;
- проведение аттестации рабочих мест по условиям труда и определению вредных производственных факторов с последующей сертификацией;
- идентификацию, регистрацию и страхование ОПО;
- лицензирование деятельности в области ПБ;
- мотивацию персонала в области ПБ и ОТ;
- стандартизацию основных производственных процессов;
- организацию обеспечения работников СИЗ;
- организацию перевозки опасных грузов;
- организацию обеспечения укомплектованности штата предприятия;
- осуществление допуска на объекты лиц, не работающих на предприятии.

Выше перечисленный комплекс мер имеет место быть. Но на практике, большинство превентивных мер, направленных на снижение аварийности и травматизма, как правило, связаны с технической модернизацией угольной шахты. Хотя технические решения занимают важное место в управлении безопасностью, на них нельзя полагаться. Кроме того, многочисленные исследования показывают, что более 80 % всех несчастных случаев возникают по вине самих работников («человеческий фактор»). В этой связи необходимо обратиться к мотивации персонала и исследованию самосохранительного поведения как системы действий и отношений человека, направленных на сохранение его жизни и здоровья.

Для изучения самосохранительного поведения работников ООО «Шахта Зиминка» на первом этапе (пилотажное исследование) мы обратились к исследованию факторов, способных повлиять на безопасность в труде.

Мы предположили, что самосохранительное поведение зависит от следующих психологических условий:

- важности здоровья в структуре ценностных ориентаций работников;
- удовлетворенности работой и своей жизнью в целом;
- отсутствия депрессивных и патологических тенденций, нервно-психического напряжения.

В качестве базовой методики был выбран опросник «Ваше самочувствие» (О.С. Копина, Е.А. Сулова, Е.В. Заикин), предназначенный для диагностики психоэмоционального напряжения (основных составляющих и источников). Вместе с вопросами анкеты были подготовлены шкалы, позволяющие диагностировать доминирующие ценности (в основе – опросник М. Рокича). Кроме того, были подготовлены вопросы для проведения индивидуального опроса работников. В частности, экспериментатора интересовали следующие аспекты: локус контроля работника, осознание его собственного вклада в обеспечение личной безопасности, а также удовлетворенность жизнью.

Отметим, что посредством данных методик можно отслеживать динамику самосохранительного поведения работников. Своевременные коррективы может внести инженерный психолог, прорабатывая вместе с работником, находящимся в «группе риска», его психологические затруднения и барьеры, способные в значительной степени отразиться на безопасности его жизнедеятельности.

Несмотря на то, что декларируется важность «человеческого фактора», при организации мероприятий по снижению травматизма и повышению безопасности на многих шахтах данный аспект рассматривается формально, что не может не сказаться на эффективности предлагаемых действий. Все мероприятия [2] по обеспечению безопасности можно свести к трём базовым группам:

- обучение (инструктаж по технике безопасности);

- расследование и ознакомление работников с причинами и обстоятельствами аварий (в частности, на других шахтах);
- повышение безопасности за счет усовершенствования технологий, ликвидации неисправных механизмов.

В данном ключе мотивация человека игнорируется и ставится под сомнение возможность иррационального поведения работников.

В ходе исследования у испытуемых выявлены средний и выше среднего уровни самосохранительного поведения. Вкупе с высокой важностью здоровья в системе ценностных ориентаций работников можно говорить о том, что работники склонны соблюдать меры предосторожности и технику безопасности.

Интересно, что в беседе с работниками было обнаружено, что основной причиной нарушений, по их мнению, могут выступать:

- незнание правил (в частности, вследствие неопытности);
- «лихачество» (в неформальной беседе было сказано, в частности, что система, в которую включен человек, настолько подавляет свободу человека, что «возникает желание рискнуть, что-то нарушить», чтобы доказать себе и другим, что свобода возможна, а также чтобы «хоть как-то разнообразить серые будни»);
- мотив материальной обеспеченности, неразрывно связанный с успешностью в деятельности. Нередко работники ставят в такое положение, которое позволяет им либо выполнить всю свою работу, либо соблюсти *все* правила ТБ. Причем, указанные действия рассматриваются как своего рода дихотомия, любой элемент которой исключает возможность осуществления другого. На данном этапе размышлений происходит переключение сознания работников от ценности здоровья, декларируемой в качестве первоосновы, к важности материальной обеспеченности. Логика рассуждений следующая: «Здоровье важно. Но чтобы оно было, нужны деньги»;
- надежда на «авось». Срабатывает своего рода механизм психологической защиты. Человек предполагает, что плохое может случиться с другими, но не с ним. В определенной степени это свидетельствует о высоком уровне беспечности работников. Можно добавить, что на вопрос исследователя о том, сколько лет они хотели бы прожить, работники отвечали, в том числе: «Что будет – то будет», «Чем больше – тем лучше».

Интересно, что была высказана мысль о том, что в качестве механизма, позволяющего успешно функционировать и соблюдать технику безопасности, может выступать, по выражению одного из работников, «трусость». Вероятно, подразумевалось наличие определенного уровня тревожности, который позволяет остро реагировать на малейшие отклонения от нормы в плане безопасности. Человек с низким уровнем тревожности, смелый и решительный, вероятнее всего, не отступит при незначительных сигналах опасности, попытается исправить ситуацию самостоятельно, подвергая при этом собственную жизнь опасности. Однако для формирования мотивации на самосохранительное поведение не стоит расценивать данный факт как руководство к повышению тревожности работников. Акцент скорее должен быть сделан на повышении чувства ответственности и сензитивности (чувствительности работников к опасности).

Вместе с тем такие факторы, как монотония, утомление, стресс и другие функциональные состояния человека в труде, должны быть под постоянным контролем со стороны руководства. Переключение внимания, создание положительного эмоционального фона, релаксационные процедуры – необходимые меры для снижения уровня производственного травматизма.

Безусловно, стоит, вслед за К. Марбе, уделить внимание и скорости реакции, и концентрации внимания. Однако данные аспекты важны, прежде всего, на этапе профессионального отбора.

Верификация нашей гипотезы на данном этапе затруднена вследствие того, что в качестве респондентов приняли участие работники, еще не замеченные в каких-либо серьезных нарушениях техники безопасности. Однако можно говорить о том, что ценность здоровья и

собственной жизни, безусловно, важна. Чем более выражена рефлексивная позиция работников по данным вопросам – тем более ответственны они в принятии ключевых решений и, соответственно, более внимательны в отношении собственной безопасности. Что касается уровня нервно-психического напряжения, вероятно, речь должна идти скорее о его оптимальном уровне, связанном с функционированием инстинкта самосохранения.

Как уже отмечалось выше, проблеме безопасности в настоящее время уделяется огромное внимание, как со стороны государства, так и со стороны производства. Безопасности посвящено множество учебных семинаров, регулярные инструктажи и целые стратегии. На текущий момент для всех шахт компании разработана стратегия обеспечения безопасности и основной инструментарий деятельности. Однако даже при этом, не смотря на то, что работники служб охраны труда и производственного контроля выполняют распоряжения руководства, продолжает сохраняться неблагоприятная ситуация с аварийностью. Хотя крупных инцидентов с массовой гибелью шахтеров не происходило уже давно, более мелкие случаи производственного травматизма и даже несчастные случаи со смертельным исходом происходят регулярно. Где же в сложной системе управления промышленным производством происходит просчет? Для выявления просчета необходимо проанализировать все уровни управления шахтой.

На стратегическом уровне управления принимаются основные решения не только для отдельной шахты, но и для всей компании в целом. Именно на этом уровне была разработана стратегия обеспечения безопасности для промышленных производств и определяются объемы добычи для всего комплекса шахт. При крупнейшем временном горизонте и высоком уровне неопределенности стоит помнить об исключительной важности стратегических решений. В случае со стратегией компании в целом можно заметить отсутствие учета т.н. «человеческого фактора» и перенос акцента на техническую безопасность, что было описано в проведенном исследовании выше. Безусловно, управленец может работать только с тем, чем может управлять (например, с техникой), но даже при этом не следует забывать о влиянии людей на производственную деятельность, об их ориентировании на безопасное поведение. Любое решение вне зависимости от принимающего субъекта до его непосредственной реализации преодолевает, описанное Карлом фон Клаузевицем «трение», то есть испытывает на себе влияние людей.

На тактическом уровне происходит отбор средств для решения проблемы обеспечения безопасности, в частности может происходить отбор техники для обеспечения безопасности и методик работы с персоналом для формирования самосохранительного поведения. Однако при разработке тактических моментов вновь происходит перенос акцента с человеческого фактора на чисто технический. Это вполне можно объяснить отсутствием у руководителей шахт и отделов компании необходимых технологий управления персоналом и действенных методик формирования самосохранительного поведения у работников. Таким образом, недальновидность высшего руководства при формировании стратегии вылилась в тактический просчет и отсутствие указания на серьезную работу с персоналом.

На оперативном уровне отмечается реализация ошибок тактического и стратегического уровней управления. Кроме того к ним примешивается несерьезное отношение оперативных менеджеров к работе с персоналом. В большинстве случаев, как и в конкретном примере, мероприятия, проводятся «для галочки», а демонстрационная работа сделана без внимания к текущему положению дел на шахте.

В результате многоуровневого просчета менеджмента шахтеры и прочий персонал шахты не придают значения безопасности как ценности. Во многом это также вызвано регулярным повышением планов выработки на шахте, что является дополнительным фактором снижения внимания к безопасности на шахте. Сотрудники часто полагают, что последствия их опасного поведения будут возмещены безостановочным производством.

Отсутствие необходимых технологий управления персоналом, проблемы в реализации решений вышестоящих уровней управления, а также нигилистическое отношение работников угольной шахты к правилам безопасности – вот те причины, которые приводят к сохра-

нению стабильного и совершенно неприемлемого уровня аварийности на данной угольной шахте. Решением могли бы быть правильно прописанные должностные инструкции, реальные а не иллюзорные мероприятия по работе с персоналом, а кроме того принятие необходимых нормативных документов для деятельности угольных шахт и ответственности виновных в авариях.

Кроме того, необходим комплекс мер, направленных на изменение отношения людей к безопасности, привлечение внимания персонала к безопасности, что в свою очередь изменит поведение людей. При этом по мнению, Д. Купер «отношение включает, по крайней мере, три компонента: мысли (познавательное), чувства (эмоциональное) и действие (обязательство)». [5; с.133]. «Логика диктует, - пишет Д. Купер, - что попытки изменения отношения должны предназначаться для каждого индивидуального компонента каждого индивидуального отношения, для каждого отдельного служащего» [5; с.133]. Факторами, способствующими к изменению поведения должны стать стимулирующие меры со стороны руководства. Немаловажными условиями предотвращения несчастных случаев могут являться и всевозможные мотивационные и релаксационные мероприятия, направленные на снижение уровня тревожности, повышение стрессоустойчивости (психологические тренинги, семинары, индивидуальное консультирование и так далее).

#### Список литературы

1. Акт-предписание проверки соблюдения требований промышленной безопасности в ООО «Шахта Зиминка» № 68-11-09-13 от 6 октября 2009 г. (г. Прокопьевск) // Южно-сибирское управление федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору [Текст] // Из архива ООО «Шахта Зиминка».
2. План мероприятий по обеспечению промышленной безопасности ООО «Шахта Зиминка» в 2010г. [Текст] // Из архива ООО «Шахта Зиминка».
3. Положение о системе управления промышленной безопасностью и охраной труда ООО «Шахта Зиминка». - Официальное издание: Прокопьевск, 2010 [Текст] // Из архива ООО «Шахта Зиминка».
4. Система управления промышленной безопасностью и охраной труда. Расследование и учёт несчастных случаев на производстве. Стандарт организации ООО «Объединение «Прокопьевскуголь». - Официальное издание: Прокопьевск, 2009 [Текст] // Из архива ООО «Шахта Зиминка».
5. Купер Д. Что такое безопасность поведения [Текст] : сб. статей // Гуманитарные технологии в угольной отрасли: теория и практика / сос. В.С. Гершгорин, Л.П. Петухова; пер. с англ. Л.П. Петуховой и др. – Новокузнецк: НФИ КемГУ, 2009. – 146с.

УДК 622.864

### **ОБ ЭКСПЕРТИЗЕ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ОЧИСТНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ**

***Журавлёв Р.П., Демидов В.И., Троян Н.П.***

***ЗАО «НИИЦ КузНИУИ»***

***г. Прокопьевск, Россия***

Очистной механизированный комплекс в классическом определении: «Совокупность технологически увязанных основными параметрами *горных машин и механизмов* на базе механизированной крепи, предназначенных для механизации всех операций по выемке полезного ископаемого (угля)» [3].

Машины и механизмы в составе очистных механизированных комплексов (ОМК) определяются как технические устройства, и сущность экспертизы промышленной безопасно-

сти ОМК заключается в её проведении в отношении каждого технического устройства и в их взаимодействии.

П. 79 ПБ 05-618-03 «Правила безопасности в угольных шахтах» [1] регламентирует: «Эксплуатация технических устройств после их капитального ремонта, реконструкции, а также продления срока службы возможна только по разрешению территориального органа Ростехнадзора при наличии заключения экспертизы промышленной безопасности».

Порядок и методика проведения экспертизы промышленной безопасности регламентированы РД 05-620-03 «Методическими указаниями по проведению экспертизы промышленной безопасности очистных механизированных комплексов» [2].

Согласно РД 05-620-03 (п.3.5.) [2] проведение экспертизы промышленной безопасности ОМК определено в два этапа: первый этап проводится на поверхности или при перемонтаже с проверкой технического состояния и параметров оборудования, к которому затруднён доступ в процессе эксплуатации, при необходимости производится неразрушающий контроль. На этом же этапе производится изучение технической документации, проверка горно-технических условий эксплуатации ОМК, идентификация оборудования. На втором этапе контролируются параметры безопасности при работе оборудования ОМК после его монтажа в шахте.

Измерение отдельных параметров механизированной крепи возможно без вывода ОМК из монтажной камеры, а очистного комбайна, забойного конвейера, штрекового перегружателя - только при выводе ОМК из монтажной камеры и его работы по добыче угля, т.е. в режиме пробной эксплуатации (испытаний). Проведение испытаний оборудования ОМК определено п.5.7.5. РД 05-620-03 [2] с выполнением операций по проверке его работоспособности в рабочем и аварийном режимах. При испытаниях оценивается как работа отдельных машин и оборудования, так и их взаимодействие между собой. Испытания оборудования ОМК могут быть проведены только при пробной его эксплуатации. Но при этом возникает противоречие с требованиями п. 79. ПБ 05-618-03 [1], не допускающим эксплуатацию технических устройств без заключения экспертизы промышленной безопасности и наличия разрешения Ростехнадзора. Органами Ростехнадзора работа оборудования ОМК по добыче угля с любой целью и в любом режиме оценивается однозначно как эксплуатация.

При создавшемся положении испытания оборудования ОМК под нагрузкой невозможны. И даже при оформлении заключения экспертизы с невыполнением условия испытаний под нагрузкой оно будет зарегистрировано в лучшем случае через месяц, исчисляя с даты направления в территориальный орган Ростехнадзора. В результате ввод в эксплуатацию смонтированного ОМК будет задержан на тот же месяц, что в условиях рыночной экономики недопустимо.

Методикой экспертизы промышленной безопасности ОМК (раздел 5 РД 05-620-03 [2]) определены работы, выполнение которых возможно только при условии монтажа ОМК в шахте. В разделе 7 РД 05-620-03 [2] определено, что по результатам экспертизы принимается одно из решений:

- продолжение эксплуатации на установленных параметрах;
- продолжение эксплуатации с ограничением параметров;
- ремонт;
- доработка (реконструкция);
- вывод из эксплуатации.

Не исключается, что в результате испытаний будет принято одно из двух последних решений - доработка (реконструкция), либо вывод из эксплуатации. В итоге возникает вопрос - неужели было необходимо монтировать ОМК в шахте, чтобы определить необходимость его доработки (реконструкции)? Смонтировать ОМК в шахте только для того, чтобы определить его непригодность для эксплуатации - это уже выходит за рамки здравого смысла.

Эти решения реально и необходимо принимать на первом этапе проведения экспертизы ОМК с оформлением экспертного заключения.

При перемонтаже ОМК в очередную лаву в пределах блока (панели) по одному и тому же пласту возможно измерение параметров в рабочем режиме при подходе ОМК к демонтирующей камере. По результатам измерений, наблюдений составляются протоколы с отражением выявленных дефектов гидрооборудования, системы управления, взаимоувязки машин и механизмов ОМК. На основе протоколов по выявленным дефектам разрабатываются корректирующие мероприятия по их устранению. В этом случае условия проведения экспертизы промышленной безопасности ОМК согласно РД 05-620-03 [2] выполняются без проблем и срок её проведения сокращается. Создаются условия для устранения выявленных дефектов до монтажа оборудования в монтажной камере.

Экспертное заключение по первому этапу оформляется после выполнения мероприятий по устранению дефектов, выявленных в результате измерений, наблюдений в рабочем режиме ОМК при подходе к демонтирующей камере, что должно быть подтверждено уведомлениями.

На основе экспертного заключения по первому этапу определяется возможность проведения контрольных испытаний ОМК.

Результаты испытаний должны оформляться актом и протоколом комиссии. Актом испытаний ОМК должна определяться возможность его эксплуатации на установленных параметрах или с их ограничением, необходимость устранения неисправностей, невыявленных при поведении экспертизы ОМК на первом этапе. Устранение неисправностей должно производиться при выполнении корректирующих мероприятий, прилагаемых к акту испытаний. В состав комиссии в обязательном порядке включается специалист Ростехнадзора и положительное решение комиссии должно расцениваться, как разрешение на эксплуатацию ОМК в конкретных горнотехнических условиях.

При проведении экспертизы оборудования ОМК по предлагаемому порядку противоречия между требованиями п.79 ПБ 05-618-03 [1] и условиями проведения экспертизы РД 05-620-03 [2] устраняются и обеспечиваются с оптимальными затратами средств и времени на монтаж (перемонтаж) ОМК и, в конечном итоге, ввод его в эксплуатацию.

Оборудование ОМК разных производителей имеет различную степень надёжности и, исходя из этого, отдельные ОМК должны проходить экспертизу после отработки каждого выемочного столба, а для других допустимо проведение экспертизы промышленной безопасности с разрешением на полную отработку запасов угля в контуре блока, панели по конкретному пласту при неизменных горнотехнических условиях.

#### Список литературы

1. ПБ 05-618-03 «Правила безопасности в угольных шахтах».
2. РД 06-620-03 «Методические указания по проведению экспертизы промышленной безопасности очистных механизированных комплексов».
3. Горное дело. Терминологический словарь. - М.: Недра, 1990. - 694 с.

УДК 378.147: [622:658.345]

### **СОВРЕМЕННАЯ СИСТЕМА ИННОВАЦИОННОГО ОБУЧЕНИЯ РУКОВОДИТЕЛЕЙ И СПЕЦИАЛИСТОВ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ ОХРАНЕ ТРУДА И ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ**

*Медведев Б.Н., Воротников В.И.*

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»*

*г. Новокузнецк, Россия*

В настоящее время в условиях экономического кризиса происходит обсуждение проблем развития экономики и промышленности на различных экономических форумах и совещаниях. В свою очередь на совещаниях по проблемам развития горного производства

поиск путей выхода из кризиса является очень актуальным, так как сложившееся неблагоприятное положение еще больше осложняется мировым финансовым кризисом, который оказал влияние на минерально-сырьевой комплекс [1,2]. По данным Росстата впервые за последнее десятилетие темпы роста добычи полезных ископаемых снизились до нулевых отметок. В ближайшей перспективе еще больше обострятся также проблемы, связанные с необходимостью роста объемов разведки и добычи полезных ископаемых на новых неосвоенных территориях, которые будут причиной снижения конкурентоспособности горных компаний и соответственно экономического эффекта горного производства.

При этом на совещаниях определены первоочередные задачи повышения эффективности отечественной горнодобывающей промышленности.

Так для обеспечения необходимого уровня технологической эффективности функционирования горнопромышленного комплекса одной из задач является разработка и реализация целевых программ, технологических регламентов и национальных стандартов в сфере промышленной безопасности горного производства.

Для формирования современной кадровой политики – введение неукоснительного порядка регулярной аттестации руководителей по всему комплексу знаний, необходимых для эффективного управления горным производством, обращая особое внимание на уровень подготовки выпускников созданных в последнее время множества мелких частных ВУЗов, не располагающих современной образовательной инфраструктурой и преподавательскими кадрами.

В области совершенствования и развития партнерских отношений – обеспечение безопасности труда и социальной защиты работников.

В сфере охраны труда и промышленной безопасности:

- создание единой системы работ в области безопасности на основе инновационно-ориентированной модели развития производства, кадрового его обеспечения, повышения ответственности персонала за нарушение правил ведения горных работ;
- совершенствование государственной и корпоративной систем подготовки и повышения квалификации инженерных и рабочих кадров;
- расширение сотрудничества с органами Ростехнадзора, направленного на укрепление взаимодействия в сфере промышленной безопасности, совершенствование нормативных документов и организацию аттестации кадров.

В социальном плане в Федеральном отраслевом соглашении должны определяться с учетом специфики отрасли, рассматриваемые на определенном уровне задачи: совершенствования организации производства и труда, укрепления трудовой и производственной дисциплины, соблюдения правил безопасности, промсанитарии и охраны труда, а также подготовка, переподготовка кадров и повышение квалификации [3].

В организационной психологии квалификация работника, рассматриваемая относительно выполняемых им производственных функций, понимается как компетентность, которая отражает знания и опыт человека, используемые в трудовой деятельности, и служит мерой оценки соответствия (субъективных способностей, знаний и умений работника) производственным функциям и задачам (объективным требованиям предприятия).

Цель повышения квалификации – обновление теоретических и практических знаний специалистов в связи с освоением современных методов решения производственных задач.

В рамках перечисленных задач отмеченных на форумах роль деятельности Учебного центра охраны труда и промышленной безопасности трудно переоценить. В течении 10 лет Центр организует и проводит повышение квалификации специалистов предприятий, организаций и учреждений по вопросам охраны труда и промышленной безопасности, расширяет учебные связи и признается базовым образовательным учреждением по подготовке работников в области охраны труда и промышленной безопасности организаций Юга Кузбасса.

Целью деятельностью Центра является создание системы непрерывного обучения, повышения квалификации и переподготовки работников предприятий, организаций и учреждений в сфере охраны труда и промышленной безопасности.

Основными задачами Центра являются:

- организация и обучение руководителей и работников организаций в области охраны труда, промышленной безопасности и экологической безопасности;
- организация и проведение семинаров, совещаний и конференций по вопросам охраны труда, промышленной и экологической безопасности;
- разработка учебных пособий, указаний, технических средств обучения и других информационных материалов по охране труда и промышленной безопасности;
- информационно-издательская деятельность.

Динамика количества прошедших обучение руководителей и специалистов горных организаций представлена на рисунке 1.

С каждым годом количество слушателей увеличивается, однако в 2009 году несколько уменьшилось, в силу вступления нового «Положения об организации работы по подготовке и аттестации специалистов, поднадзорных Федеральной службе по экологическому, технологическому и атомному надзору» (утв. пр. №37 от 29.01.2007г.), которым периодичность установлена в 5 лет вместо прежних 3-х.

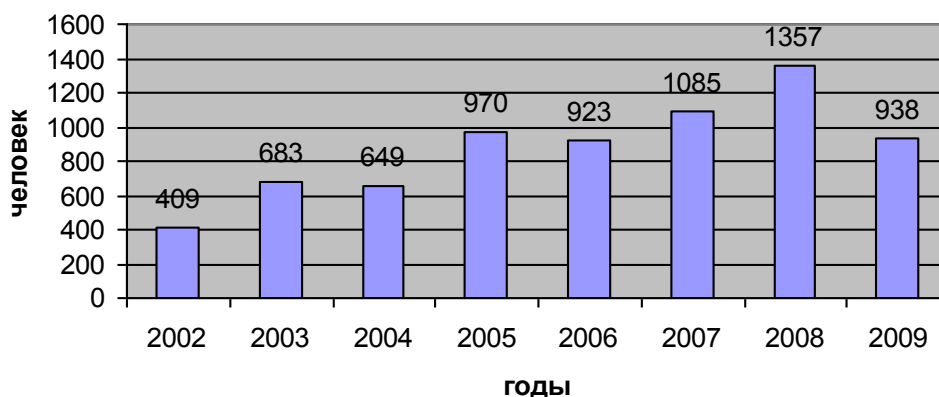


Рисунок 1 – Динамика обучения руководителей и специалистов горных предприятий

Учебный центр имеет обширные связи с горными предприятиями Кузбасса (таблица 1). В Центре создана современная система инновационного обучения. Учебный процесс ведут высококвалифицированные преподаватели университета, работники учебного центра и специалисты, имеющие богатый практический опыт в соответствующей сфере производства, с использованием современных инновационных технологий, технических средств обучения и разнообразных источников информации. Преподаватели периодически посещают семинары, где также обучаются оригинальным методикам, касающимся методологии проведения предаттестационной подготовки с учетом особенностей обучения взрослых, путей повышения мотивации к обучению и привлечения – интереса слушателей к преподаваемым дисциплинам[4].

При обучении руководителей и специалистов используются разнообразные курсы, включая: охрану труда; промышленную безопасность; управление горными и взрывными работами; обращение с взрывчатыми материалами и др. При этом центр производит переподготовку специалистов по программам: взрывник, мастер-взрывник.

Все обучающие программы согласованы с Южно-Сибирским управлением Ростехнадзора Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору и Департаментом труда и занятости населения Кемеровской области.

Слушатели, прошедшие обучение, получают документы государственного образца.

По окончании обучения по соответствующему курсу специалисты проходят аттестацию (проверку знаний) по всему комплексу знаний, определенных их должностными



обязанностями в квалификационных комиссиях. При этом Учебный центр ОТиПБ СибГИУ активно сотрудничает в области аттестации специалистов с Новокузнецким, Междуреченским и Прокопьевским отделами горного надзора.

Таблица 1 - Учебные связи центра с горными предприятиями

| Наименование городов и поселков городского типа | Наименование горных предприятий                                                                                                                                                                      |
|-------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Кемерово                                        | ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»                                                                                                                                                                         |
| Новокузнецк                                     | «Абагурский филиал» ОАО «Евразруда»<br>ОАО «Шахта «Полосухинская»<br>ЗАО «Шахта «Антоновская»<br>ОАО «Шахта «Большевик»<br>ЗАО ОФ «Антоновская» (ООО «Холдинг Сибуглемет»)<br>ЗАО ЦОФ «Щедрухинская» |
| Калтан, Малиновка                               | «Калтанский угольный разрез филиал                                                                                                                                                                   |
| Ерунаково, Талда                                | «Талдинский угольный разрез филиал                                                                                                                                                                   |
| Листвяги                                        | ООО «Разрез Степановский»<br>ООО «Сибэнергоуголь»                                                                                                                                                    |
| Осинники                                        | ООО «Разрез Корчаковский»                                                                                                                                                                            |
| Прокопьевск                                     | ООО «Шахта Коксовая»<br>ООО «Шахта Зенковская»                                                                                                                                                       |
| Гурьевск                                        | «Гурьевский филиал» ОАО «Евразруда»                                                                                                                                                                  |
| Салаир                                          | «ОСП «Салаирское горнорудное производство»                                                                                                                                                           |
| Мундыбаш                                        | «Мундыбашский филиал» ОАО «Евразруда»                                                                                                                                                                |
| Каз                                             | «Казский филиал» ОАО «Евразруда»                                                                                                                                                                     |
| Шерегеш                                         | «Горно-Шорский филиал» ОАО «Евразруда»                                                                                                                                                               |
| Таштагол                                        | «Таштагольский филиал» ОАО «Евразруда»                                                                                                                                                               |

Учебный центр располагает необходимой учебно-материальной базой. Обучение и аттестация проводятся в оборудованных аудиториях. Созданы классы охраны труда и промышленной безопасности, оснащенные компьютерами, оргтехникой, наглядными пособиями, средствами связи, включая Интернет, мультимедийным оборудованием для ведения обучающего процесса. Оборудован методический кабинет, имеющий в наличии нормативно-правовую и нормативно-техническую документацию, а также периодические издания, в области охраны труда, промышленной и экологической безопасности.

С начала 2009 года внедрена и используется лицензионная комплексная система автоматизации процедуры проведения предаттестационной подготовки и аттестации (проверки знаний) Олимп: ОКС и Олимп: Аттестация. Данная программа включает несколько десятков модулей по обучению и проверке знаний отдельных требований охраны труда, промышленной и экологической безопасности.

В учебном процессе используются мультимедийные материалы известных разработчиков, а также материалы, активно разрабатываемые в Учебном центре.

В настоящее время ведется подготовка к аккредитации Учебного центра как независимого аттестационно - методического центра НАМЦ в Единой системе оценки соответствия на объектах, подконтрольных Федеральной службе по экологическому, технологическому и атомному надзору.

Вместе с тем суть деятельности Учебного центра охраны труда и промышленной безопасности заключается в непрерывном образовании или образовании на протяжении всей жизни индивидуума. Поэтому в нашем случае в основе должна и лежит андрогогическая мо-

дель обучения. То есть взрослый обучающийся, испытывающий потребность в самостоятельности, чем студент, играет ведущую роль в процессе своего обучения. Его жизненный социальный и профессиональный опыт должен использоваться в качестве источника обучения не только для самого себя, но и для других. Задача преподавателя – андрагога в основном заключается в оказании помощи обучающемуся в процессе обучения. Отсюда актуальными методами обучения становятся семинары, деловые игры, дискуссии, решения конкретных задач, разбор производственных ситуаций и т.д. Поэтому в Учебном центре целенаправлено ведутся работы в этом направлении.

Регулярно опытными преподавателями проводятся «Мастер-класс» учебных занятий по промышленной безопасности. Также проводятся деловые игры по плану ликвидации аварий и его реализации в практической деятельности (на примере ОАО «Шахтоуправление Сибирское ОАО «Кузбассуголь»).

#### Список литературы

1. Материалы расширенного заседания Высшего горного совета «О нормативно-правовом обеспечении и конкурентоспособности организаций минерально-сырьевого комплекса» 31 октября 2008 года, г. Москва.
2. Материалы IV Всероссийского съезда горнопромышленников, 29 октября 2009 года, г. Москва.
3. Материалы совещания «Всесоюзное совещание председателей первичных профсоюзных организаций Росуглепрофа», ноябрь 2009 г, г. Москва.
4. Материалы семинара для руководителей, методистов и специалистов «Инновационные технологии проведения учебных занятий по промышленной безопасности», 9-10 декабря 2009 года, г. Челябинск.

УДК 622.235

### **МОНИТОРИНГ УРОВНЯ СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ**

*Машуков И.В., Ефименко А.С., Борисов И.В., Горюшин И.А.  
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»  
г. Новокузнецк, Россия*

Сейсмические колебания являются одним из вредных проявлений взрыва. Многократное воздействие сейсмических нагрузок на охраняемые объекты может привести к образованию трещин в элементах строительных конструкций и потере их несущей способности. Поэтому при выборе безопасных режимов взрывания исходят из того, чтобы уровень сейсмического действия взрыва не превысил предельно допустимого значения, основываясь на существующих нормативных данных, фактическом состоянии охраняемых объектов, сроках их эксплуатации, степени ответственности и т.д.

Для каждого массового взрыва производится расчет безопасных расстояний, на котором не происходит опасных колебаний охраняемых объектов по методике, приведенной в единых правилах безопасности при ведении взрывных работ. Сейсмическая безопасность зданий и сооружений при взрывах предполагает отсутствие повреждений, нарушающих нормальное их функционирование.

При взрыве в однородном полупространстве распространяются два типа волн: объемные и поверхностные. В объемных волнах различается продольная (в ней частицы грунта перемещаются вдоль распространения волнового луча) и поперечная (в этой волне частицы грунта перемещаются перпендикулярно волновому лучу) волны. Амплитуда смещения частиц грунта объемных волн, распространяющиеся в полупространстве, определяется только расстоянием между местом взрыва и рассматриваемой точкой, и не зависит от глубины.

Поверхностные волны формируются на свободной поверхности грунта или на границе раздела сред и распространяются вблизи этой поверхности. Амплитуда смещения грунта в этих волнах интенсивно убывает с глубиной. Из поверхностных волн при взрывах наиболее четко проявляется релеевская.

Вблизи источника взрыва, где колебания грунта определяются объемными волнами, характер движения грунта (амплитуда, период колебаний) в большей степени определяются параметрами взрыва. С удалением от места взрыва, где преобладают поверхностные волны, роль свойств среды и ее строения повышаются.

В сейсмическом движении грунта выделяются две фазы: предварительная и главная. В предварительной фазе максимальная интенсивность сейсмических колебаний соответствует объемным волнам (главным образом продольным), а в главной - поверхностным.

Общепринятым критерием сейсмической опасности взрывов принята максимальная векторная скорость смещения грунта у основания охраняемого сооружения. Этот параметр колебаний лучше всего соотносится с массой заряда, расстоянием между местом взрыва и пунктом наблюдения. На скорость колебаний оказывают влияние также геометрия заряда, способ взрывания, направление фронта детонации, конструкция заряда, тип ВВ и т.п. Вариации свойств взрывающей среды относительно слабо влияют на скорость колебаний.

Приведенные формулы определения безопасных расстояний относятся к зданиям, находящимся в удовлетворительном техническом состоянии. При наличии повреждений в зданиях (трещин в стенах и т.п.) безопасные расстояния, определенные по этим формулам, должны быть увеличены. Это увеличение устанавливается по заключениям специализированных организаций. При отсутствии таких заключений безопасные расстояния должны быть увеличены не менее чем в 2 раза.

Указанные методы определения безопасных расстояний неприменимы для зданий и сооружений уникального характера (здания атомных электростанций, башни, высотные здания, монументальные общественные здания и т.п.) и для ответственных и сложных инженерных сооружений (мосты, реакторы различного назначения, гидротехнические сооружения, радиомачты и т.п.). Для таких объектов вопросы сейсмической безопасности должны решаться с привлечением специализированных организаций. Такие факторы, как направленность сейсмического действия группы зарядов большой протяженности, наличие повреждений зданий при повторяющихся взрывах, следует определять с привлечением специализированных организаций.

В отдельных случаях колебания земной поверхности от массовых взрывов могут происходить с большими значениями, чем это получено при расчетах. К таким случаям относятся проведение массовых взрывов в горных массивах с тектоническими нарушениями, наличием пластов с различными физико-механическими свойствами. В первом случае тектоническое нарушение в массиве является плоскостью отражения и сейсмическая волна отражается от неё, что усиливает колебания земной поверхности от поверхностной волны. Во втором случае пласт горных пород может являться волноводом для распространения колебаний на большие расстояния с незначительными потерями интенсивности.

Во время проведения массовых взрывов в напряженных горных породах, энергия горного давления, накопленная в массиве может выделяться в динамической форме. Это приводит к дополнительному сейсмическому колебанию поверхности земли. В таких случаях необходимо проведение инструментальных наблюдений за уровнем сейсмических колебаний земной поверхности от массовых взрывов, проводимых вблизи от охраняемых объектов. Требуется определить уровень безопасности проведения массовых взрывов по допустимым величинам колебаний охраняемых зданий. По результатам проведенных измерений можно определить общие закономерности и определить мероприятия по снижению воздействия массовых взрывов. При скорости колебаний земной поверхности близкой к предельно допустимой величине необходимо снижать массу одновременно взрывающего заряда, изменять параметры буровзрывных работ, конструкцию заряда.

Регистрация сейсмических колебаний земной поверхности основана на записи аналоговых электрических сигналов сейсмоприемников на персональный компьютер (ПК). Для получения аналоговых электрических сигналов пропорционально скорости колебания грунта используются магнитоэлектрические сейсмоприёмники. Принцип действия датчиков основан на перемещении корпуса прибора вместе с магнитной системой относительно неподвижной электрической катушки. При этом магнитные силовые линии пересекают катушку и в ней наводится электродвижущая сила, пропорциональная скорости перемещения корпуса датчика и соответственно фундамента здания.

Для регистрации сейсмических колебаний применяются сейсмоприёмники СМ-3КВ. Технические характеристики сейсмоприемников СМ-3КВ приведены в таблице 1.

Регистрация фактических колебаний грунта и определения уровня воздействия массовых взрывов на здания выполняется на переносной сеймостанции, которая включает сейсмоприёмники, коммутатор, АЦП и персональный компьютер. Обработка и регистрация сейсмических сигналов в цифровом коде с АЦП модели Е-440 осуществляется программой «L-GRAF». Для обработки кодовых значений цифрового сигнала, записанного программой «L-GRAF» в значения скорости смещения грунта и пересчета номера отсчета во временной интервал осуществляется программой "Seismikanaliz" на языке Pascal в среде Delphi. Программа позволяет определить сигнал из всего файла данных и выделить его для обработки и размещения в Excel и для представления в графическом виде.

Таблица 1 – Технические характеристики сейсмоприемника СМ-3КВ

| Наименование характеристик                                                     | Величина                             |
|--------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------|
| Коэффициент преобразования, мВ×сек/см:<br>рабочей катушки<br>катушки затухания | $1350 \pm 270,25$<br>$130 \pm 10,95$ |
| Электрическое сопротивление, Ом:<br>рабочей катушки<br>катушки затухания       | $1600 - 2400$<br>$35 - 53$           |
| Воздушное затухание маятника                                                   | 0,02                                 |
| Период собственных колебаний маятника, с                                       | $2 \pm 0,1$                          |
| Приведенная длина маятника, м                                                  | $0,084 \pm 0,0084$                   |
| Момент инерции маятника, кг×м <sup>2</sup>                                     | $(8,5 \pm 1,2755) \times 10^{-3}$    |
| Масса, кг, не более                                                            | 7,5                                  |

Аналоговый сигнал, получаемый с сейсмоприемников, пропорционален скорости сейсмических колебаний земной поверхности. Для получения сейсмограмм ускорений, смещений и амплитудно-частотных характеристик сейсмических колебаний разработана программа расчета, которая удаляет электромагнитную помеху силовой электросети.

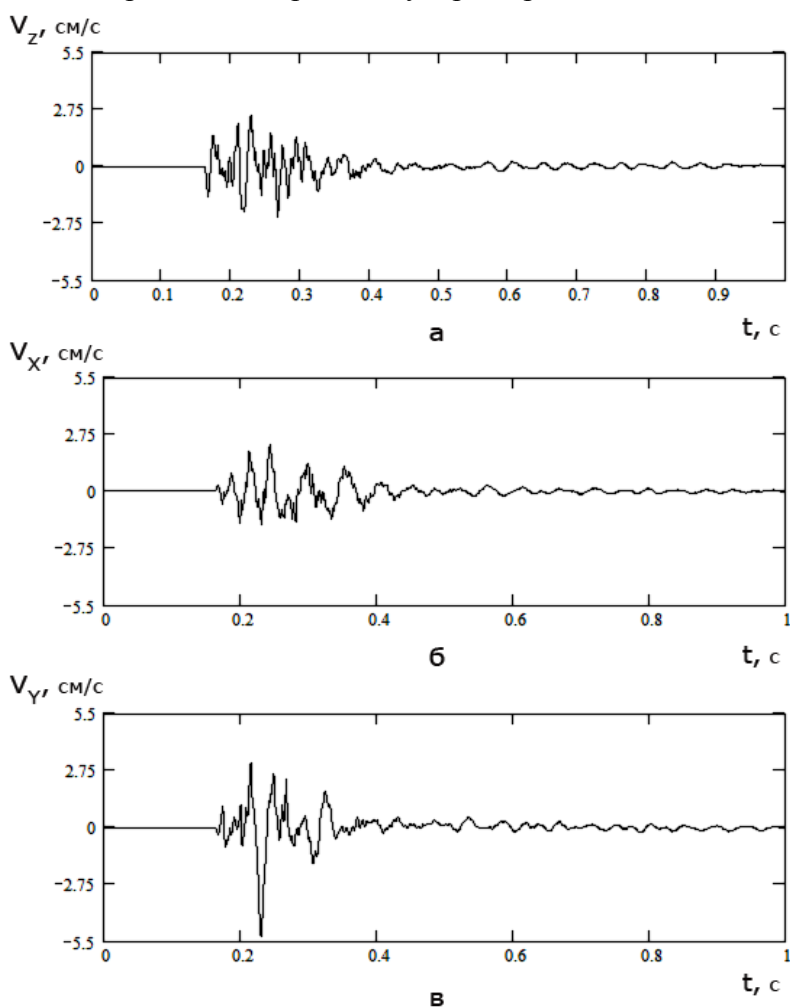
Здания жилого сектора, находящиеся в непосредственной близости к промышленной зоне шахты «Таштагольская», испытывают существенные сейсмические воздействия подземных массовых взрывов. Отработка Таштагольского месторождения и расширение очистного фронта горных работ приводит к уменьшению расстояния от взрыва до охраняемых объектов. Увеличивается уровень напряженно-деформированного состояния массива горных пород, с увеличением глубины горных работ происходит подработка окружающего массива. Все эти факторы приводят к увеличению сейсмического воздействия. Для контроля уровня сейсмического воздействия проводилась регистрация колебаний. Регистрация колебаний земной поверхности от каждого массового взрыва производилась в двух пунктах. В каждом пункте колебания регистрировались вертикальным и двумя горизонтальными датчиками во взаимно перпендикулярных направлениях. Для анализа сейсмических воздействий массовых взрывов в каждом пункте наблюдений из трех сейсмограмм, полученных от трех датчиков, определяли максимальное значение скорости сейсмических колебаний.

Ниже приведен пример регистрации сейсмических колебаний земной поверхности от массового взрыва, проведенного на юго-восточном участке Таштагольского месторождения, который является слепым рудным телом и его отработка осуществляется с оставлением налегающей толщи пород. Над обрабатываемым участком на горе Буланже располагается горнолыжная трасса и установлен подъёмник. Расположение рудного тела и обрабатываемых блоков под подъёмником позволило производить уникальные записи сейсмических колебаний земной поверхности непосредственно над взрывом, т.е. в эпицентре взрыва. Центр массового взрыва находился непосредственно под пятой опорой подъёмника на расстоянии 425 м.

Регистрация сейсмических колебаний в эпицентре взрыва на горе Буланже производилась 03.06.2007 г. от массового взрыва блока 3 слоя 1 и 29.06.2008 г. от массового взрыва блока 3 слоев 2 и 3 и блока 4 слоя 1 в этаже +140...+70 м.

Масса ВВ при взрыве блока 3 слоя 1 составила 41,8 т. Взрыв производился в три ступени замедления 100, 125, и 150 мс.

Результаты регистрации сейсмических колебаний в эпицентре взрыва на горе Буланже от массовых взрывов блока 3 слоя 1, проведенного 03.06.2007 г. приведены на рисунке 1. На рисунке 1а приведена сейсмограмма скорости вертикальных колебаний, на рисунках 1б и 1в соответственно горизонтальные колебания параллельно и перпендикулярно трассы подъёмника. По сейсмограммам установлена максимальная скорость колебаний величиной 5,25 см/с в горизонтальном направлении перпендикулярно трассе подъёмника.

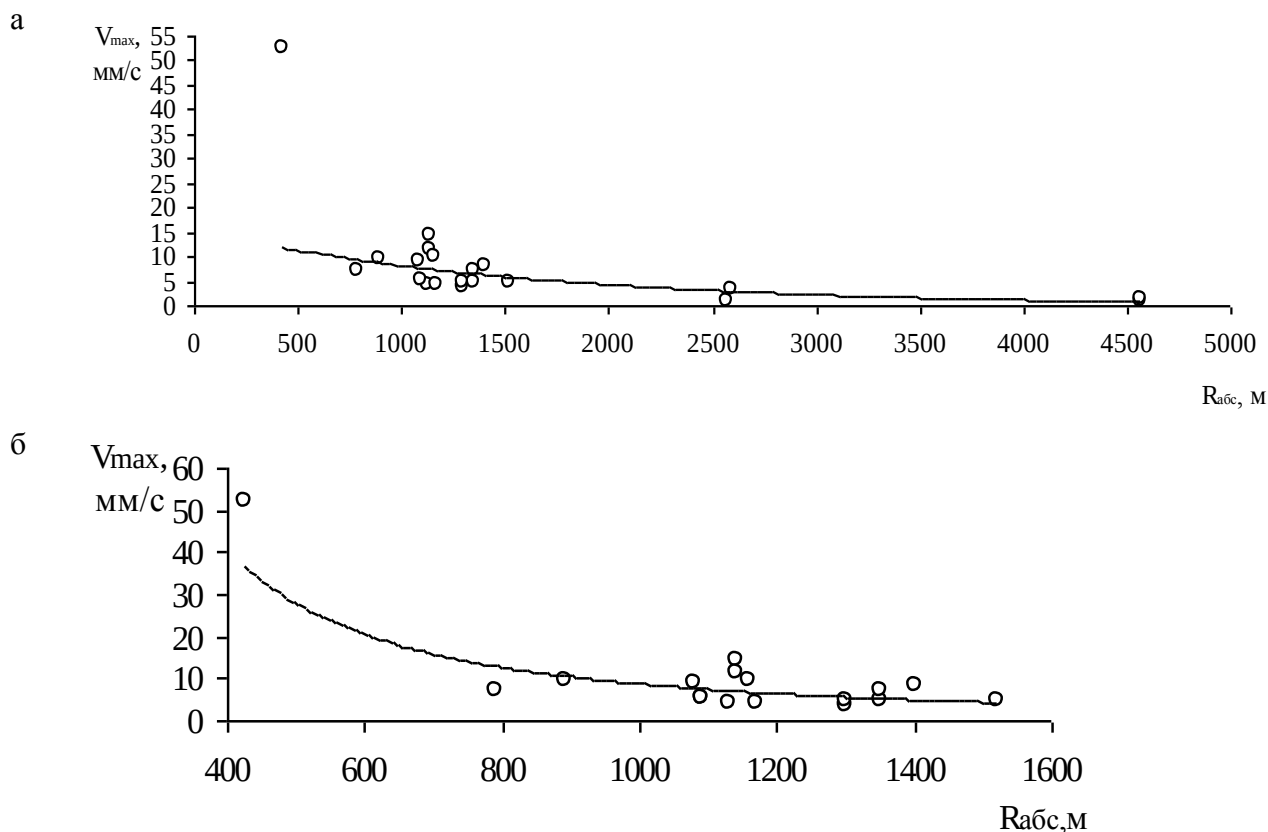


а – в вертикальном направлении; б – в горизонтальном направлении параллельно трассе подъёмника; в – в горизонтальном направлении перпендикулярно трассе подъёмника

Рисунок 1 - Сейсмограммы скорости колебаний на пятой опоре подъёмника горнолыжной трассы в эпицентре взрыва блока 3 слоя 1 в этаже +140 - +70 м, проведенного 03.06.2007 г.

По координатам местоположения пунктов наблюдений и центра массового взрыва определялось абсолютное расстояние между ними с учетом глубины расположения блока. Результаты регистрации максимальной скорости сейсмических колебаний от расстояния от центра взрыва блоков №№ 17, 25, 10, 1, 30, 9, 18, 26, 2, 3, 8 до пункта регистрации приведены на рисунке 2.

Изменение максимальной скорости сейсмических колебаний от расстояния между центром взрыва и пунктом регистрации происходит по экспоненциальной зависимости, которая соответствует общей закономерности – уменьшению скорости сейсмических колебаний с увеличением расстояния.



а – на больших расстояниях; б - в ближней зоне

Рисунок 2 – Зависимость максимальной скорости колебания земной поверхности от абсолютного расстояния от взрыва блока до пункта регистрации

По результатам проведенных исследований определено, что сейсмический эффект взрыва зависит от направления отбойки; массы ВВ в одной ступени замедления; наличия свободных поверхностей и компенсационных камер и места расположения блока и охраняемых сооружений у выработанного пространства.

УДК 621.182

**КОТЛЫ С ВИХРЕВЫМИ ТОПКАМИ «ТОРНАДО»**  
**Пузырев Е.М., Афанасьев К.А., Пузырев М.Е., Климов Г.А.**  
**Группа компаний «ПЭМ – КПК»**  
**гг.Барнаул-Бийск, Россия**

**1. Общие положения, роль угля.** Из-за сурового сибирского климата коммунальное хозяйство поселений и предприятия Кемеровской области оборудованы многочисленными котельными, производящими тепловую энергию для отопления и горячего водоснабжения.

Котельные преимущественно оснащены типовыми паровыми и водогрейными котлами КЕ, ДКВр и КВТС со слоевыми топочными устройствами и предназначены для работы на угле.

Работа котельных типично сопряжена со значительными расходами на закупку угля, ремонт и обслуживание котлов и топок. При этом главной проблемой является низкая эффективность работы топок. Не секрет, что типовые, в том числе механизированные, топки рассчитаны на сжигание отсеечного угля классов «Орех и Мелкий» с размером фракций 25-50 и 13-25мм. В котельные же обычно закупается дешевый, мелкий уголь, насыщенный пылевыми фракциями. При этом зачастую (рисунок 1), трудно отличить по внешнему виду исходный уголь и шлак, выгружаемый из котла. Уголь выгорает всего на 25-50%. Все вокруг засыпано черным уносом, вылетающим из дымовой трубы – недогоревшей в котле мелочи. Вокруг котельной грязь.



Рисунок 1 - Исходный уголь и гора выгруженного из котла шлака

Нерасчетное, переизмельченное топливо и устаревшая конструкция топок приводят и к существенным экологическим проблемам. На рисунке 2 показана типичная картина дымовой трубы работающей котельной – мощного источника загрязнений. Интенсивные, коптящие выбросы из дымовых труб явно указывают на значительный механический и химический недожог и соответственно плохую организацию топочного процесса в котлах.



Рисунок 2 – Выбросы из дымовой трубы



Особенно значительны проблемы при сжигании углей в котлах с ручным обслуживанием при использовании низкореакционных переизмельченных углей типа антрацита и Т. Дымовая труба забивается уносом (котел с ручной топкой работает на антраците). Через люк из дымовой трубы лопатой выгружают кучи уноса, это совершенно не выгоревшая угольная пыль (рисунок 3).



Рисунок 3 – Кучи уноса, выгруженные из дымовой трубы

Уголь относится к трудносжигаемым топливам, и при производстве энергии постоянно дискутируется один вопрос: стоит ли сохранять уголь в качестве источника энергии.

Среди невозобновляемых видов топлива наибольший запас на планете и имеет широчайшее использование именно уголь. По оценкам специалистов сейчас около 40-45% электроэнергии производится с использованием угля. Несмотря на претензии, выдвигаемые экологами, позиции угля в мировом энергетическом балансе укрепляются.

Немаловажно, что уголь абсолютно безопасен при транспортировке любым транспортом. Общество подчас не отдает себе отчета в том, какова же на самом деле роль угля в мировой энергетике. Мировое производство угля за последние 20 лет возросло более чем на 30%. Огромное значение для мировой энергетики уголь имеет благодаря широкой распространенности, доступности, очень большим запасам на земном шаре и относительно низкой цене. Важным аспектом при принятии решения - на каком виде топлива работать - является стоимость производства единицы тепла. За последние годы цена угля наиболее стабильна, в то время как цены на остальные энергоносители постоянно растут.

Что же ограничивает его применение в энергетике? Возвращение надлежащих позиций угля в энергетическом хозяйстве возможно лишь в том случае, когда его использование приведено в соответствии современным требованиям:

- повышению эффективности сгорания угля в топке и КПД котла в целом;
- снижению вредных выбросов в атмосферу.

Суммируя вышесказанное, следует отметить, что уголь может быть топливом и экономичным, и экологичным, а наше недовольство работой угольных котлов вызывает отнюдь не сам уголь, как источник всех бед, а его неправильное использование.

Кемеровская область, являясь наиболее развитой зоной тяжелой промышленности, занимает особое место в России. С одной стороны это высокий промышленный потенциал и большое потребление энергоносителей и прежде всего углей. С другой стороны – это основной поставщик высококачественных углей, в том числе за границу. И в-третьих – это источ-



ник мощных потоков углесодержащих отходов (прессекк, шламы и др.) и обладатель огромных запасов низкосортных углей местных месторождений.

Руководство Кемеровской области уделяет большое внимание развитию котельных и осознавая особую позицию угля в Кемеровской области, с одной стороны, и имеющиеся проблемы четко формулирует и ставит задачи на разработку и обоснование конкретных предложений по повышению экономичности котельных путем использования наиболее эффективных, проверенных и доступных для практики, современных технологий сжигания угля. Техническое перевооружение котельных с введением современных технологий позволит снизить недожог топлива, уменьшить экологическую нагрузку на города и территории и обеспечить экономию затрат: на закупку угля; на ремонт и обслуживание топок и котлов; на вывоз шлака и золы; на экологические штрафы.

При этом наиболее перспективными следует считать подходы, позволяющие высвободить качественные угли, путем их замены на местные топлива и углесодержащие отходы. Вовлечение в топливный баланс предприятий Кемеровской области местных топлив и углесодержащих отходов позволит решить не только задачи экономии собственных средств на закупку угля и повысит доходность за счет больших внешних продаж качественного продукта, но и позволит существенно уменьшить загрязнения территории области отходами.

В настоящем сообщении рассматривается возможность и обоснование технического перевооружения котельных с переводом котлов на более эффективное, экономичное и экологически более чистое вихревое сжигание угля в топках «Торнадо».

**2. Технология «Торнадо».** Для поставки новых и модернизации существующего котельного парка предлагается разработанная в «ПроЭнергоМаш» схема сжигания с топками «Торнадо». Схема сравнительно проста и высокоэффективна. В предлагаемых котлах реализуется вихревая технология сжигания в топках «Торнадо». Топки не требуют сложной системы топливоприготовления, достаточно оборудовать тракт топливоподачи дробилкой, обеспечивающей фракцию топлива на входе в топку не крупнее 10-25 мм или закупать дешевые отсеивы мелкого угля. Таким образом, топка «Торнадо» решает одну из главных задач – позволяет использовать напрямую имеющиеся переизмельченные угли.

Вихревая технология «Торнадо» была разработана и запатентована, рисунок 4, специалистами группы компаний «ПроЭнергоМаш». Низкотемпературная вихревая технология сжигания реализует практически доступным механизированным способом автоматизированное совместное слоевое и факельно-вихревое сжигание угля.



Рисунок 4 - Патент на вихревую топку

Технология появилась как ответ на неудачное применение 6, 8 и 49 отделами НПО ЦКТИ (Центральный котлотурбинный институт), ВТИ, ОАО БикЗ (Бийский котельный за-

вод) и ПО «Сибэнергомаш» (Барнаульский котельный завод) в Донбассе и Кузбассе для сжигания каменного угля такой передовой технологии, как сжигание угля в кипящем слое.

Наш подход основывается на разработке для каждого вида котлов и топлива индивидуальных топочных устройств вихревого типа (рисунок 5) встраиваемых в новые или типовые котлы и применим практически для любого вида топлива. На сегодня по нашим проектам реконструировано около сотни котлов паропроизводительностью от 2,5 до 75 т/час. При необходимости проектируются котлы нового типа. Нами производятся водогрейные и паровые котлы собственной конструкции мощностью от 1,2 до 10 (20) МВт для сжигания измельченного угля и различных отходов.

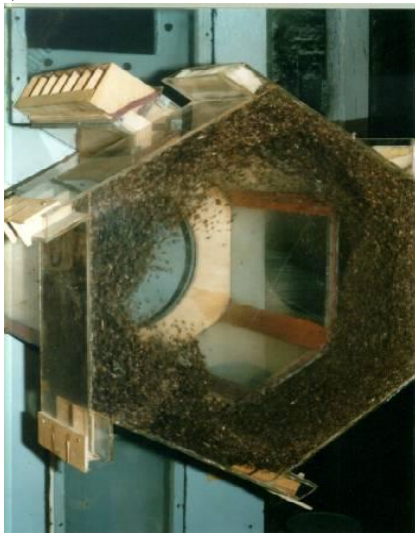


Рисунок 5 - Моделирование удержания легких частиц вихревой топке «Торнадо»

**3. Применение для сжигания угля.** Технология для сжигания измельченного угля первоначально была применена на Алтае. На Благовещенском комбинате молочных продуктов – БКМП в 2005 – 2006г были реконструированы котлы ДКВр-20-13 2 шт. и переведены с мазута на дробленый уголь. Позднее в наибольшей степени разработанная схема сжигания была востребована в Кемеровской области.

На практике наиболее привлекательным для Заказчиков явилось отсутствие заметных выбросов из дымовой трубы, что явно указывало на хорошее качество топочного процесса. При этом опыт эксплуатации построенных в 2006-2009г. котельных шахт Большевик, Южная и шахты Красногорская подтвердил правильность их выбора, рисунки 6 – 8. Наиболее заметные на рисунке 8 выбросы котельной шахты Красногорская представлены преимущественно безвредным паром влаги топлива и видны из-за сильного мороза.



Рисунок 6 – Котельная Шахты Большевик



Рисунок 7 – Котельная шахты Южная



Рисунок 8 – Котельная шахты Красногорская

4. Преимущества предлагаемой технологии. Схема сжигания универсальна и применима практически для любого типа топлива: угля, лузги, древесных и других растительных отходов. Естественно, для каждого вида топлива и его разновидности и мощности котла топка выполняется по индивидуальному проекту. Например, топки для каменных, бурых углей и углей разных марок могут иметь заметные конструктивные различия, вызванные в первую очередь учетом таких свойств, как влажность, калорийность и характеристики его золы. Так топки «Торнадо» и, собственно, котлоагрегат для угля и водоугольного топлива на его основе имеют принципиальные отличия.

Система подачи дожигающего острого дутья обеспечивает:

- низкие выбросы оксидов ( $\text{CO}$ ,  $\text{NO}_x$ ,  $\text{SO}_2$  – зависит от состава золы) в атмосферу;
- низкий химический и механический недожог и соответственно высокий КПД выжигания горючего, экономию топлива;

Крупные фракции топлива сжигаются в слое на механизированной водоохлаждаемой решетке. Дожигательные решетки просты в эксплуатации, надежны в работе и обеспечивают: шуровку слоя и выгрузку догоревшего шлака; возможность полной автоматизации топочного процесса.

Активная вихревая аэродинамика топочного объема обеспечивает:

- появление заметной доли конвективной составляющей теплообмена топочных экранов;
- удержание частиц в топке и заполнение вихря излучающим потоком частиц и, соответственно, сглаживание неравномерностей тепловыделения и подавление излучающего ядра факела;
- повышение степени черноты топки и конвективного теплообмена даже при увеличении теплонапряженности топки снижают максимумы температуры в топке и создают низкотемпературный топочный процесс, тепловосприятие экранов пониженное и равномерное, что увеличивает надежность их работы;
- низкотемпературный топочный процесс подавляет эмиссию вредных оксидов и возгонку золы, экраны топки не шлакуются;
- за счет конвекции от циркуляции вихря, чистых экранов, большего и равномерного излучения от удерживаемых в вихре частиц интенсивность теплообмена возрастает, температурное поле в топке более равномерное, а температура снижается. Таким образом, обеспечивается более надежный и эффективный низкотемпературный топочный процесс.

**5. Моделирование.** Разработаны схемы математического моделирования аэродинамической обстановки внутри вихревых топок и программы расчета котлов с вихревым сжиганием.

Моделирование аэродинамической обстановки, рисунки 5, 9 применяемое при выполнении проектов, в значительной мере позволяет принять обоснованные технические решения, снизить риск ошибок. В качестве примера на рисунке 9 показаны рассчитанные поля скоростей в вихревой топке.

Экологические характеристики предлагаемой технологии сжигания благодаря развитой внутритопочной аэродинамике в несколько раз выше, чем у типовых твердотопливных котлов, а масса выбросов, в том числе золы и шлака, значительно меньше, что особенно важно при установке котлов в населенных пунктах.

Помимо основного преимущества перед обычными слоевыми или факельными топками - возможностью устойчивого сжигания низкокалорийных, высокзолых и высоковлажных измельченных углей и отходов и водоугольного топлива – вихревые топки механизированы. Котлы, оборудованные вихревыми топками, имеют малые габариты, надежны, обладают более высокими экологическими показателями по выбросам  $\text{NO}_x$  и  $\text{CO}$  в атмосферу. Горение в вихре гарантирует лучшее удержание и выгорание мелких частиц, безшлаковочную работу топочных экранов и конвективных поверхностей нагрева. Указанные преимущества топок «Торнадо» определяют выбор способа сжигания при строительстве новых котельных и при реконструкции существующих.

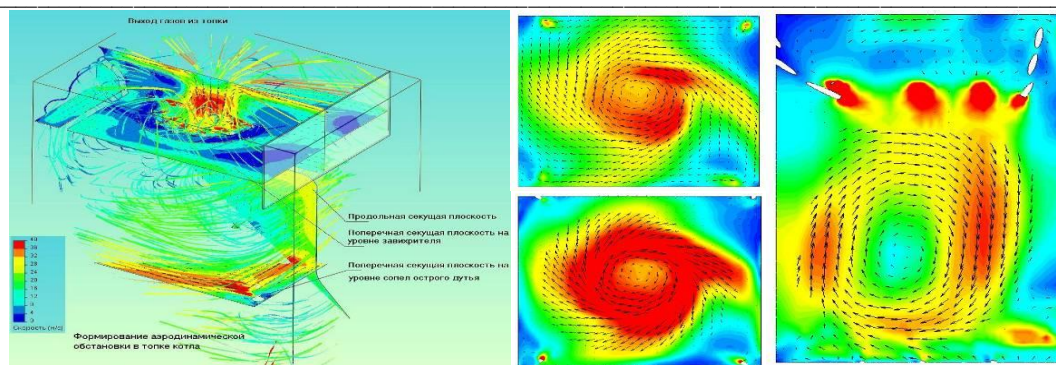


Рисунок 9 – Формирование аэродинамической обстановки в 3D-моделе котла

**6. Внедрение.** Разработанная в «ПроЭнергоМаш» схема низкотемпературного сжигания для собственных котлов КВ и реконструкции котлов КЕ, ДКВр, КВТС и П – образных котлов с вихревыми топками «Торнадо» сравнительно проста и высокоэффективна. Топка выделяется в существующем топочном объеме котла с помощью пережима с газовыпускным окном. Этим обеспечивается надежное удержание частиц в топке и глубокое выжигание горючих до 99,5%, высокий К.П.Д., низкие выбросы и экономия топлива.

При работе котла дробленый уголь, рисовая лузга, древесное топливо – опилки, щепа, кородревесные отходы, пыль шлифования и др., с требуемым расходом подается в топку и сгорает в вихре. Зола и шлак оседают и удаляются из топки «Торнадо» автоматически выгрузчиками шлака. Продукты сгорания догорают в вихре, затем дымовые газы охлаждаются в котельном пучке, воздухоподогревателе и экономайзере, очищаются в золоуловителе от золы и дымососом через дымовую трубу сбрасываются в атмосферу.

Вихревые топки «Торнадо» имеют высокие эксплуатационные и экологические показатели. Они могут работать не только на древесных отходах, но и на угле. Например, реконструированные котлы ДКВр-20-13ШпВТ, переведенные с мазута на уголь, несут отопительную и технологическую нагрузку с октября 2005г. Котлы быстро растапливаются на дровах и легко управляются. Перед подачей в топку уголь измельчается дробилкой.

Обслуживание не требует больших затрат ручного труда и ведется имеющимся персоналом, в большинстве своем пенсионерами.

Износа поверхностей нагрева в вихревой топке не отмечается.

Котлы работают без дымления. Выбросы из дымовой трубы практически не видны даже вблизи.

По замерам «Центра лабораторного анализа и технических измерений по Алтайскому краю» Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 06 июня 2006г. определено:

- температура уходящих дымовых газов - 134°C;
- концентрация ангидрида сернистого  $\text{SO}_2$  – 0,036г/м<sup>3</sup> и общий выброс  $M_{\text{SO}_2}$ =0,389г/с при норме 3,586г/сек;
- концентрация оксидов азота  $\text{NO}_x$  – 0,011г/м<sup>3</sup> и общий выброс  $M_{\text{NO}_x}$  =0,125г/с при норме 2,45г/сек;
- концентрация окиси углерода  $\text{CO}$  – 0,472 г/м<sup>3</sup> и общий выброс  $M_{\text{CO}}$ =5,1г/с при норме 8,43г/сек;
- взвешенные частицы концентрация– 0,0852 г/м<sup>3</sup> и общий выброс 0,92г/с при норме 1,789г/с.

По всем выбросам вредных веществ превышений нормы нет, экологические показатели котла гораздо лучше нормируемых значений. Основная часть золы до 95% выгружается в виде шлака, что существенно разгружает дымоходы, золоуловители и устройства выгрузки золы. Содержание горючих в шлаке около 1,5%, шлак белого цвета. Выгорание топлива практически полное, что недостижимо в применяемых слоевых топках. Объем выгружаемого шлака за счет малого содержания недожога снижается в несколько раз.



Следует отметить, что в котлах с вихревыми топками «Торнадо» может сжигаться широкий круг топлив и отходов, в том числе кек фильтр-прессов и шламы углеобогажительных фабрик. На сегодня эти работы очень перспективны, они ведутся на Кузбассе: ОАО «Междуречье», СДС «Энерго» и др.

Одной из последних является реконструкция котла КЕ-25-14-225 на Мариинском спиртзаводе (рисунок 10). При этом качественное топливо заменено местным низкосортным углем Итатского месторождения. Низкосортный бурый уголь Итатского месторождения не имеет особых положительных свойств и из-за удорожания при перевозке не найдет сбыта при транспортировке на большие расстояния. Он рассматривается преимущественно, как местное топливо. Высвобождение угля марки ССР Черниговского разреза путем его замены менее качественным бурым 2БР углем Итатского месторождения является очень привлекательной идеей.

Уголь 2БР Итатского месторождения сравнительно дешев, добывается открытым способом. С другой стороны, практика использования Итатского угля 2Б выявила характерные для этого топлива недостатки:

- уголь сильно переувлажнен. Следствием этого является залипание и зависание в бункерах, замазывание питателей и конвейеров. Низшая теплота сгорания мала, около 2220 ккал/кг;
- из-за присутствия большого количества серы и железа в форме колчедана и других абразивных частиц наблюдается повышенный износ оборудования систем подготовки и подачи топлива. Изнашиваются и рвутся цепи транспортеров;
- в зимний период Итатский уголь смерзается в отличие от бурых углей Канско-Ачинского бассейна, которые при транспортировке и хранении саморазогреваются. Смерзание сильно усложняет процедуры его разгрузки и складирования.

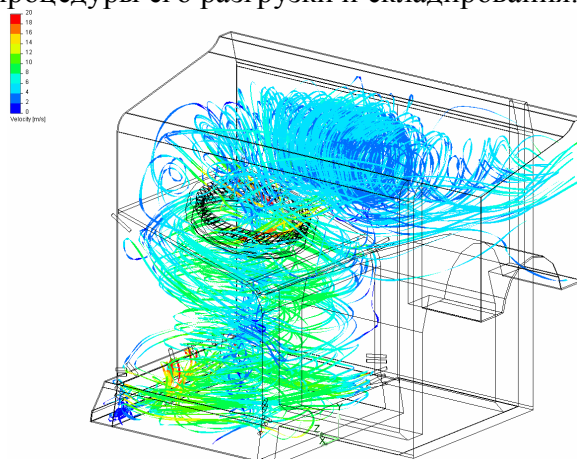


Рисунок 10 - Картина вихревой аэродинамики в реконструированном котле КЕ-25-14-225ШпВт

В процессе теплотехнических испытаний котлоагрегата КЕ-25-14-225ШпВт с топкой «Торнадо» выявлено, что котлоагрегат устойчиво работает, несет нагрузку в различных режимах.

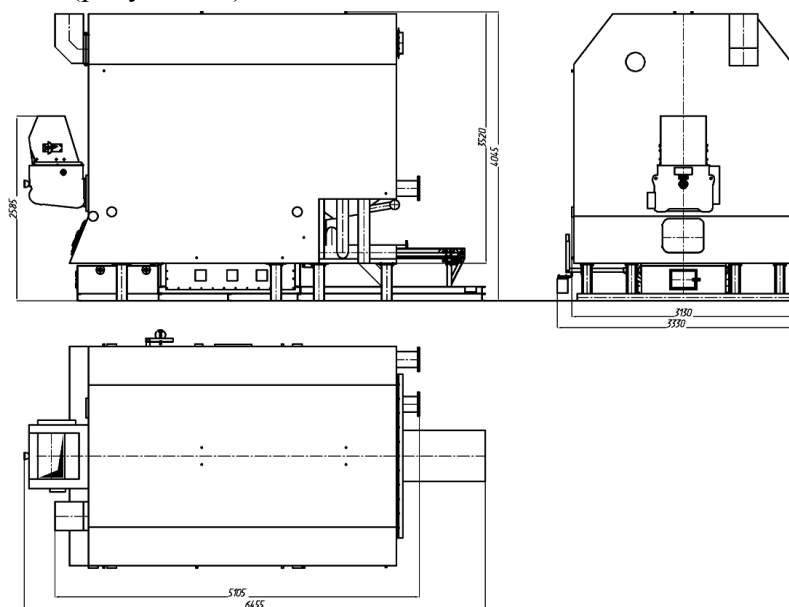
Максимальная паропроизводительность котла составила при работе на отсеке угля Итатского месторождения – 22-23 т пара/ч (при дальнейшем увеличении оборотов питателей на колосниках образуются непродуваемые участки топлива (завалы) и начинает резко расти механический недожог в шлаке). При испытаниях топливо подавалось мокрым с большой зольностью.

Минимальная паропроизводительность котла составила при работе на отсеке угля Итатского месторождения – 12 т пара/час. При работе на меньших нагрузках начинают расти избытки воздуха. Со снижением дутья процесс горения переходит с вихревого в слоевое

сжигание, при котором данный вид топлива практически не горит (по опыту эксплуатации котлов КЕ-25, установленных в этой же котельной).

Максимальный коэффициент полезного действия при различных нагрузках котла составил около 85%, что подтвердило расчетные показатели. Выбросы  $\text{CO}=410\text{--}500\text{мг/м}^3$  и  $\text{NO}_x=89\text{--}98\text{мг/м}^3$  - так же соответствуют проектным показателям (заметно ниже, чем при слоевом сжигании).

**Водогрейные котлы.** В настоящее время на предприятии освоено производство линейки водогрейных котлов с топками «Торнадо» мощностью от 1МВт до 10МВт на различных видах топлива. Ниже для примера приведены габаритные размеры и характеристики котла КВ-7-115ШпВТ (рисунок 11).



| Геометрические характеристики                              |                |
|------------------------------------------------------------|----------------|
| Блок котла (длина×ширина×высота)                           | 5105×3130×3520 |
| Котельная установка (длина×ширина×высота)                  | 6455×3330×4045 |
| <b>Комплектация котла КВ 7,0-115 (150) ШпВТ</b>            |                |
| Выгрузчик шлака ВШо 1,9×1,2 с цепным приводом              | 1 шт.          |
| Питатель топлива ППТ-6                                     | 1 шт.          |
| Предохранительный клапан Ду 150                            | 2 шт.          |
| Дисковый затвор Ду 200                                     | 2 шт.          |
| Ответный фланец Ду 200                                     | 2 шт.          |
| Кран шаровый Ду 20                                         | 6 шт.          |
| Кран шаровый Ду 15                                         | 6 шт.          |
| Манометр                                                   | 2 шт.          |
| Термометр                                                  | 2 шт.          |
| Трехходовой кран                                           | 2 шт.          |
| <b>Вспомогательное оборудование</b>                        |                |
| Батарейный циклон БЦ-36 (с рециркуляцией)                  | 1 шт.          |
| Дымосос ДН-12,5×1500, ( $N_{\text{дв}}=75$ кВт)            | 1 шт.          |
| Вентилятор ВР 120-28 № 6,3×3000, ( $N_{\text{дв}}=30$ кВт) | 1 шт.          |
| Вентилятор ВД 30ЦС-85, ( $N_{\text{дв}}=15$ кВт)           | 1 шт.          |

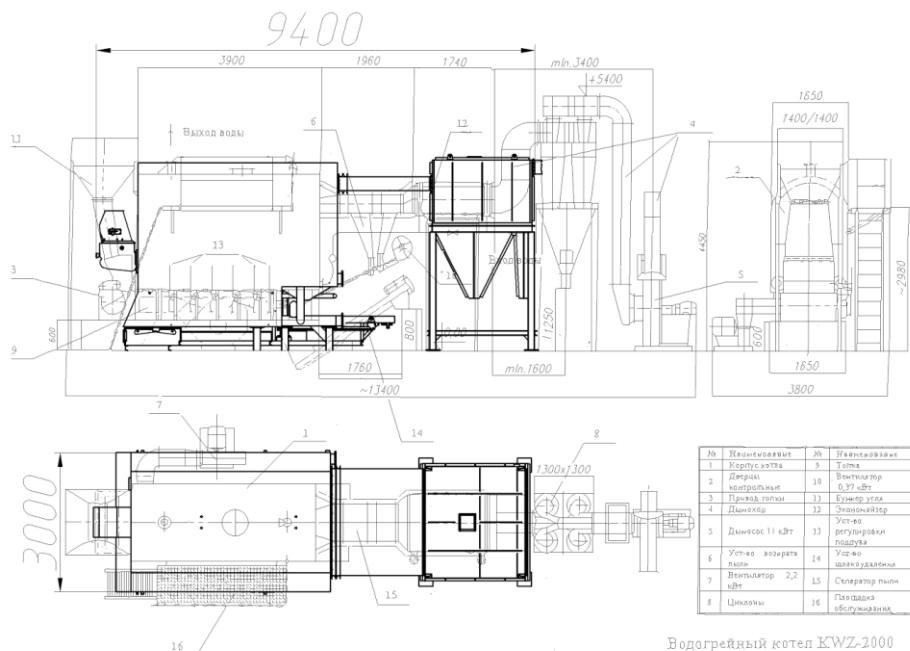
| Техническая характеристика котла КВ 7,0-115 (150) ШпВТ |              |
|--------------------------------------------------------|--------------|
| Номинальная мощность, МВт (Гкал)                       | 7,0 (6,0)    |
| Рабочее давление, МПа                                  | 0,6          |
| Гидравлическое сопротивление, МПа                      | 0,15         |
| Температура теплоносителя вх/вых, °С                   | 70/115 (150) |
| Расход воды, м.куб/ч                                   | 137 (77)     |
| Диапазон регулирования, %                              | 20-120       |
| Температура уходящих газов, °С                         | 160-170      |
| Расчетный КПД, %                                       | 87           |
| Расход топлива ( $Q_{\text{г}}=5000$ ккал/кг), кг/ч    | 1380         |
| Расход воздуха, н. м.куб/ч                             | 9200         |
| Масса металла под давлением, кг                        | 9040         |
| Масса поставляемого блока котла, кг                    | 12000        |
| Масса выгрузчика шлака ВШо 1,9×1,2; кг                 | 2000         |
| <b>Экологические показатели</b>                        |              |
| Выбросы $\text{NO}_x$ , мг/куб.м.                      | не более 200 |
| Выбросы $\text{CO}$ , мг/куб.м.                        | не более 500 |
| Выбросы твердых частиц, мг/куб.м.                      | не более 150 |

Рисунок 11 - Котел водогрейный с вихревой топкой «Торнадо» КВ 7,0-115 (150) ШпВТ

Следует отметить компактность как собственно котлов новой разработки, так и компоновки котлоагрегата в целом. В последнее время в России появляются дорогостоящие угольные котлы с более эффективными, чем типовые отечественные, топками зарубежного производства.

Например, котлы с польскими топками «Заммер». На рисунке 12 более толстыми линиями показаны котлоагрегат с котлом котла КВ-7-115ШпВТ мощностью 7МВт и котлоагрегат КВЗ – 2000, мощностью 2МВт. Видно, что и при меньшей мощности в 2 МВт, польский котлоагрегат заметно более громоздкий.

Сравнение компоновки котлов КВ-7.0 ШпВТ (7 МВт) и КВЗ-2000 (2 МВт)



Водогрейный котел КВЗ-2000

Рисунок 12 - Котлоагрегат с котлом котла КВ-7-115ШпВТ мощностью 7МВт и котлоагрегат КВЗ – 2000, мощностью 2МВт

Группа компаний «ПЭМ – КПК» производит котлы с топками «Торнадо», высокоэффективные батарейные циклоны с рециркуляцией. Котлоагрегаты могут поставляться с полным комплексом работ «под ключ» включая проектирование, наладку и обучение персонала.

Применение более экономичных котлов КВ – ШпВТ, примерно 10-20% экономия угля, в сравнении с типовыми окупает затраты на строительство новой или замену имеющейся котельной за 1-2 года.

В существующую строительную часть можно установить в несколько раз более мощный механизированный котлоагрегат с котлом КВ – ШпВТ.

УДК 622.788.32

## ТЕХНОЛОГИЯ БРИКЕТИРОВАНИЯ УГЛЯ И КОКСОВОЙ МЕЛОЧИ

Никишанин М.С., Каширских М.В.

Группа компаний «ПЭМ – КПК» (ООО «НПП «Брикетные технологии»)

г. Барнаул, Россия

В 2009 году создано новое предприятие ООО «НПП «Брикетные технологии». Создание нового предприятия позволило выделить особо направление переработки отходов в топливо, в том числе путем удаления влаги из высоковлажных и мелкодисперсных материалов типа угольных шламов, кека пресс-фильтров, торфа, ила и прочих материалов, механическим отжимом с последующим или одновременным брикетированием.

Предприятием ООО «НПП «Брикетные технологии» разработана технология механического разделения жидкой и твёрдой фаз, механического обезвоживания. Нарботаны различные варианты. Предлагаемая технология может использоваться во всех сферах, где требуется разделение твёрдой и жидкой фаз под давлением, как например в химической, горнорудной, металлургической, углеобогачительной, фармацевтической, пищевой промышленности, в сельском хозяйстве, в очистке осадков сточных вод и т.д.

Предлагаемая технология механического обезвоживания особо влажных и мелко-дисперсных материалов при высоком удельном давлении позволяет ускорить время отжима и значительно снизить конечную влажность. Данная технология применима для переработки бурых углей высокой исходной влажности, что исключает их смерзание и улучшает условия подачи по существующим трактам топливоподачи.

При проведении предварительных проработок по механическому обезвоживанию получены следующие результаты (таблица 1).

Таблица 1 - Данные по механическому обезвоживанию

| Наименование материала                          | Исходная влажность $W_{исх}$ , % | Влажность после отжима $W_{отж}$ , % | Доля удаленной влаги, % |
|-------------------------------------------------|----------------------------------|--------------------------------------|-------------------------|
| Угольный шлам шахта «Полосухинская»             | 35-45                            | 13-22                                | 48-53                   |
| Угольный шлам разрез «Черниговский»             | 30-35                            | 13-15                                | 47-50                   |
| Угольный шлам ГОФ «Коксовая»                    | 35-38                            | 15-22                                | 46-53                   |
| Флотохвосты фабрики «Коксовая» карта №5         | 19-21                            | 8-15                                 | 50-55                   |
| Бурый уголь (Итат)                              | 30                               | 18                                   | 40-45                   |
| Угольный шлам                                   | 17-18                            | 8-12                                 | 45-47                   |
| Кек пресс-фильтра ЦОФ «Кузбасская»              | 35-42                            | 15-22                                | 45-55                   |
| Уголь, шлам обогатительной фабрики «Тырганская» | 22-28                            | 8-15                                 | 45-55                   |
| Лигнин                                          | 65-68                            | 50-55                                | 35-46                   |
| Иловые осадки 65-70%, измельчённые ТБО 30-35%   | 55-57                            | 35-38                                | 50-56                   |

Эффективность разработанной технологии механического обезвоживания была проверена в СибНИИ углеобогащения г. Прокопьевск. Проведены исследования по сравнению работы опытной установки ООО «НПП «Брикетные технологии» и существующего лабораторного оборудования в СибНИИ углеобогащения г. Прокопьевск (таблица 2).

Как следует из приведённых выше данных, в процессе воздействия на материал удаляется в среднем 40 - 50% балласта (воды), при минимальных энергетических затратах, при этом повышается калорийность топлива, плотность, а также улучшается возможность транспортирования материала по существующим трактам топливоподачи и сжигания в стандартных топках.

При переработке и добыче угля, в частности, при его обогащении, образуется огромное количество не утилизируемых или утилизируемых неквалифицированно тонкодисперсных отходов (в основном, в виде шламов), содержащих, в ряде случаев, до 50 – 70 % угольного вещества. Накопление и складирование таких отходов не только наносит существенный ущерб земельным ресурсам, но и крайне невыгодно с экономической точки зрения.

Далеко не всегда квалифицированно используются и другие тонкодисперсные углеродистые материалы или отходы: пыль коксосортировок и установок сухого тушения кокса



(УСТК) коксохимических заводов, отсеvy кокса ферросплавных заводов, отходы электродных предприятий, спелевый графит и др. Например, коксовая пыль коксохимических заводов и отсеvy ферросплавных заводов используются преимущественно как топливо для агломерации. Между тем, на их основе могут быть получены высококачественные сорта специальных видов кокса с заданной крупностью и свойствами.

Таблица 2 - Результаты обезвоживания на различных установках

| № п/п                                                                                                                 | Вес, объем обезвоживаемого материала | Объем фильтрата, мл | Содержание твердого, г/л | Влажность осадка, % |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------|---------------------|--------------------------|---------------------|
| Исходный шлам, ЦОФ «Сибирь», AD=11.0 %, WP=21,7%, обезвоживаемый на опытной установке ООО «НПП «Брикетные технологии» |                                      |                     |                          |                     |
| 1.                                                                                                                    | 42 гр.                               | 3                   | 0,7                      | 10,1                |
| 2.                                                                                                                    | 42 гр.                               | 2                   | 1,5                      | 12,3                |
| Флотоконцентрат (225,3 г/л), обезвоживаемый на опытной установке                                                      |                                      |                     |                          |                     |
| 1.                                                                                                                    | 40 мл                                | 17                  | 0,8                      | 19,5                |
| 2.                                                                                                                    | 40 мл                                | 27,5                | 4,7                      | 26,1                |
| 3.                                                                                                                    | 40 мл                                | 27,5                | 27,5                     | 18,7                |
| 4.                                                                                                                    | 60 мл                                | 44                  | 1,3                      | 16,7                |
| Флотоконцентрат обезвоживаемый на лабораторном вакуум фильтре СибНИИ углеобогащения                                   |                                      |                     |                          |                     |
| 1.                                                                                                                    | 1000 мл                              | 180                 | 5,7                      | 31,8                |

В последние годы были проведены многочисленные исследования по получению безобжиговых брикетов технологического назначения (для нужд литейного производства, производства минераловатных материалов, ферросплавного и других производств) на основе тонкодисперсных углеродистых материалов и отходов.

Результатом этих исследований явилась разработка малооперационной технологии по получению брикетов, как состоящих полностью из шламов ЦОФ, так и на основе смесей шламов с другими тонкодисперсными углеродистыми материалами (углем, флотоконцентратом, коксовой пылью или мелочью). В качестве связующих использовали отход целлюлозно-бумажного производства концентрат лигносульфонатов, битумную эмульсию, мелассу (отход сахарного производства). Для получения брикетов по предлагаемой технологии не требуется термической сушки исходного сырья и подогрева его для смешивания, прессы можно применять те же, что и при традиционной технологии, в частности, вальцевые.

Разработанная технология была использована для получения специальных видов топлива. В частности, можно считать перспективным получение коксобрикетов, пригодных в качестве специальных видов кокса, например, для ферросплавного и литейного производства. Малодымные брикеты для технологических целей, обладающие высокой механической прочностью и термостойкостью, могут быть получены, в частности, при использовании в качестве углеродистого наполнителя тонкодисперсных материалов с низким входом летучих веществ (например, коксовой пыли и мелочи антрацита, рисунки 1-3). В качестве связующих при получении таких брикетов по предлагаемой нами технологии может быть рекомендована опять-таки, меласса (отход сахарного производства).

В таблице 3 приведены прочностные свойства лабораторных образцов высушенных брикетов, изготовленных из коксовой пыли УСТК или отсеv коксовой мелочи, а также их смесей с измельченным антрацитом Листвянского месторождения (Новосибирская обл.) с использованием в качестве связующего концентрата лигносульфонатов. В таблице 3 за показатель термостойкости принималась прочность брикета на сбрасывание после ударного нагрева при 900°C в течение 30 минут.



Рисунок 1 – Брикетты 12x18мм из полукокса



Рисунок 2 – Брикетты из кека



Рисунок 3 – Брикетты из кокса с добавками антрацита

К числу преимуществ таких брикеттов перед коксобрикеттами, прежде всего, следует отнести меньшую сложность технологии их изготовления (отсутствие стадии коксования), а к числу недостатков повышенный расход связующего и несколько меньшие прочностные свойства.

Таблица 3 – Характеристики брикеттов для технологических целей на основе коксовой и полукоксковой мелочи и пыли

| Состав смеси углеродистых материалов, % | Расход связующего, % | Давление прессования, МПа | Размеры брикетта |          | Прочность высушенных брикеттов |                | Термостойкость, % |
|-----------------------------------------|----------------------|---------------------------|------------------|----------|--------------------------------|----------------|-------------------|
|                                         |                      |                           | диаметр, мм      | масса, г | на сбрашивание, %              | на сжатие, МПа |                   |
| Пыль УСТК-100                           | 8                    | 25                        | 50               | 80       | 96,1                           | 8,73           | 97,2              |
| Пыль УСТК-100                           | 8                    | 100                       | 50               | 80       | 98,5                           | 11,42          | 99,8              |
| Коксовая мелочь - 100                   | 10                   | 37,5                      | 80               | 275      | 98,4                           | 8,74           | 96,9              |
| Коксовая мелочь – 85<br>Антрацит -15    | 10                   | 37,5                      | 80               | 275      | 97,4                           | 8,5            | 95,0              |
| Коксовая мелочь – 70<br>Антрацит -30    | 10                   | 37,5                      | 80               | 275      | 89,7                           | 5,15           | 94,0              |
| Отсевы полукокса - 100                  | 8                    | 25                        | 50               | 50       | 97,1                           | 7,08           | 86,7              |
| Отсевы полукокса - 100                  | 8                    | 100                       | 50               | 50       | 98,1                           | 8,07           | 90,9              |

При сравнении свойств полученных брикеттов и металлургического кокса следует отметить следующие их особенности:

1) Содержание золы и серы в брикете несколько выше, чем в металлургическом коксе. Это обусловлено более высокой зольностью исходной коксовой мелочи и повышенным содержанием серы в лигносульфонатном связующем. При использовании мелассы в качестве связующего вещества содержание серы в брикетах не повышается.

2) Брикетты имеют достаточно высокую механическую прочность, сходную с прочностью металлургического кокса.

3) Брикетты имеют фиксированные размеры, которые можно регулировать и, следовательно, их можно изготавливать любого требуемого размера. К положительным их особенностям следует отнести также сохранность исходной фракции брикеттов вплоть до их технологического использования, то есть практически нет отсева, в отличие от поступающего на производство кокса.

При правильном соблюдении технологических режимов, состава брикетируемой массы, режимов прессования, термообработки брикеты получают хорошей механической, термической прочности и водостойкости.

С применением разработанной технологии на опытно-промышленной установке предприятия ООО «Тальменка-Холдинг-ЖБИ» (Алтайский край) были получены опытные партии брикетов из коксовой мелочи ОАО «Кокс» (г. Кемерово) с добавлением 10 % концентрата лигносульфонатов. Эти брикеты были затем успешно испытаны в качестве частичных заменителей кокса при ваграночной плавке чугуна на ОАО «Универсал» (г. Новокузнецк) и на ряде других предприятий. При отсутствии нарушений в технологии плавки не были отмечены нежелательные отклонения в качестве металла. Работа проводилась под руководством М.С. Никишанина и Е.Г. Григоркина (ООО «Тальменка-Холдинг-ЖБИ»).

В последующем успешный опыт применения коксовых брикетов на различных предприятиях значительно расширился.

Таким образом, применение коксовых брикетов при выплавке чугуна в вагранках при частичной или даже полной замене ими кокса, оказалось вполне возможным и целесообразным. А именно, углебрикетное производство позволяет:

- получить высокосортное и транспортабельное топливо улучшенного качества;
- сократить потери угля при хранении, перевозках и сжигании;
- предотвращать самовозгорание углей;
- привлекать для коксования дополнительные ресурсы неспекающихся марок углей;
- использовать низкокачественные местные виды топлива;
- повышать темпы добычи бурых углей с целью использования для энергетики и технологической переработки.

На сегодняшний день разработаны варианты брикетирования углей без связующих веществ и с одновременным механическим обезвоживанием. При этом угли высокой исходной влажности зимой не смерзаются, и нет проблем в транспортировании, подаче угля в топку, что значительно улучшает возможность их применения. Также имеются наработки в области обезвоживания и брикетирования иловых осадков, лигнина, пивной дробины с добавлением ТБО, угольной мелочи и прочих отходов. Совместно с предприятием ООО «НПО Проэнергомаш» имеются предложения, конструктивно-технологические решения по сжиганию полученных брикетов, угольной мелочи, опилок, лузги и других материалов в топках различного типа, а также в вихревых газогенераторах, с получением тепла, силового газа и соответственно электроэнергии.

Новым предложением для брикетирования углеродосодержащих материалов без добавления связующих веществ является способ с применением механоактивации.

Активация измельчением, или механоактивация, - способ интенсификации физико-химических процессов. В её основе лежит изменение реакционной способности твёрдых веществ под действием механических сил.

Активация измельчением позволяет усовершенствовать, существующие способы переработки полезных ископаемых, определить совершенно новые технологические схемы комплексного использования ресурсов. С помощью интенсификации физико-химических процессов механическим воздействием можно улучшить качество шихты, снизить технологические параметры спекания, автоклавной обработки и т.д. К сожалению, до сих пор нет полной ясности в вопросах активации.

Многообразные физические явления, сопровождающие удар или трение, в конечном счете, превращаются в химические явления. Удар и трение – основные способы механического воздействия на твёрдые материалы при измельчении. Они вызывают следующие физические явления:

- инициируют излучение электромагнитных волн в широком диапазоне, в том числе звуковых и световых;
- производят тепло, вызывающее разогрев измельчаемого материала;
- стимулируют эмиссию электронов и создают разность потенциалов;

– приводят к нарушению сплошности материала и увеличивают свободную поверхность вещества;

– вызывает упругие и пластические деформации. Релаксация деформаций и остаточных напряжений в твёрдых телах при невысокой температуре протекает достаточно медленно, и, следовательно, вещество подвергнутое действию механических сил, какое-то время обладает запасом «избыточной» энергии.

Через нарушение сплошности измельчаемого материала происходит разрыв химических связей вещества (механолиз, механокрекинг и т. п). При дальнейшем тонком измельчении, неминуемо появляется перестройка (изменение кристаллической решётки, аморфизацию) с соответствующим изменением всех термодинамических характеристик вещества и его реакционной способности.

Общий смысл механоактивации описан в книге «Активация минералов при измельчении» автор В.И.Молчанов и др.

Предприятием ООО «НПП «Брикетные технологии» и ООО «НПО Проэнергомаш» был разработан экструдер-механоактиватор для механического обезвоживания материалов высокой исходной влажности. В ходе работы по подготовке к брикетированию угольных отходов была произведена дополнительная модернизация и получилась достаточно универсальная установка, где меняя обороты шнека с помощью частотного преобразователя можно выполнять самые различные функции. Возможно получать мясокостную муку, экструдировать корм, получать сок или растительное масло, измельчать материалы самого разного профиля. При этом было найдено техническое решение, по которому в простой кинематической схеме шнек совершает вращательное и возвратно-поступательное движение. После пропускания угольных отходов через экструдер-механоактиватор материал подвергается разнонаправленному механическому воздействию, что довольно успешно сказывается на его свойстве в дальнейшем брикетировании без добавления связующих веществ.

Материал, если имеет низкую исходную влажность, увлажняется паром или водой и на выходе получается пластичная масса, которая брикетируется без добавления связующих веществ.

Данная технология была предложена для внедрения на Листвянском месторождении антрацитов, с целью получения брикетов из отсевов антрацита, с последующим их использованием в газогенераторах для получения синтез газа и жидкого топлива.

Экструдер состоит из двух электродвигателей, частотных преобразователей, редукторов, муфт и т.д. Действующая установка представлена на рисунке 4.



Рисунок 4 - Экструдер-механоактиватор

Получаемые угольные брикеты имеют прочность на сжатие от 0,5 до 5МПа, что вполне достаточно для их перевозки на небольшие расстояния и для использования в бытовых топочных устройствах или промышленных котельных. Брикет не водостоек. Для повышения водостойкости брикетов, при необходимости, возможно обрабатывание их поверхности водоотталкивающими материалами.

Несмотря на разнообразие связующих веществ в настоящее время всё-таки имеется дефицит доступных, экологически безопасных и обеспечивающих технологические требования связующих материалов.

Целью проведённых исследований была разработка установки, подбор недорогого и эффективного способа производства связующих и исследование характеристик получаемых брикетов. Результатом работы стала установка получения жидкой патоки из зерноотходов с добавками полиферментов и прочих веществ, существенно улучшающих клеящую способность (рисунок 5). Получаемые углеродсодержащие брикеты имеют хорошую механическую прочность, водостойкость.



Рисунок 5 - Установка получения патоки

Из одного килограмма зерноотходов (или проросшего зерна и пр.) получается в среднем два литра патоки. При этом расход патоки для брикетирования составляет 8-14 %, и при средней стоимости зерна, зерноотходов, проросшего зерна или зерна высокой влажности, мучки 1 - 2 тыс. руб за тонну, себестоимость получаемой патоки находится на уровне 0,8 – 1,5 тыс. руб/т. Следовательно, удорожание за счёт добавки связующих веществ на одну тонну брикета в среднем составляет 100 – 150 руб, что существенно ниже прочих вариантов.

#### Список литературы

1. Никишанин М.С. Разработка технологии и комплекса подготовки коксовых брикетов / М.С. Никишанин, Е.М. Пузырев, К.С. Афанасьев // Энергетические, экологические и технологические проблемы экономики (ЭЭТП-2007) / Матер. Всерос. научно-практ. конф. с междунар. участием.- Алт. гос. техн. ун-т им. И.И.Ползунова, г.Барнаул, 17-20 октября 2007г.- Барнаул: ОАО «Алтайский Дом печати», 2007.- С. 116-117.
2. Никишанин М.С. О возможности использования безобжиговых брикетов на основе коксовой мелочи в литейном производстве / М.С. Никишанин, Е.Г.Григоркин, В.М.Динельт, В.И. Ливенец // Известия вузов. Черная металлургия. - 2008.- № 2.- С. 67-68.
3. Брикетирование отходов углей и кокса для получения специальных видов топлива / В.М. Динельт, В.И. Ливенец, М.С. Никишанин, В.М. Страхов // Управление отходами - основа восстановления экологического равновесия в Кузбассе: Сборник докл. II Междунар. научно-практ. конф.- Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2008.- С. 80-83.
4. Малооперационная технология получения брикетов из тонкодисперсных углеродистых материалов и отходов. [текст] / В.М. Динельт, В.И. Ливенец, М.С. Никишанин, Е.Г. Григоркин // Известия Вузов Черная металлургия. 2007. № 6. С. 61 – 63.
5. Динельт В.М. Получение топлива и специальных видов кокса на основе окомкования углей и углеродистых материалов. [текст] / В.М. Динельт, В.И. Ливенец, В.М.Страхов // Кокс и химия. – 2003. – № 9. – С. 40 – 43.
6. Динельт В.М., Страхов В.М., Ливенец В.И. и др. Получение безобжиговых брикетов на основе мелкозернистого буроугольного полукокса из углей Канско-Ачинского бассейна // Кокс и химия. 2008. № 9.

## СОДЕРЖАНИЕ

|                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                        |           |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------|
| <b>ПЛЕНАРНОЕ ЗАСЕДАНИЕ.....</b>                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                        | <b>3</b>  |
| <b>МЕТОДИКА ПРОГНОЗА ПРЕДАВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЙ НА УГОЛЬНЫХ<br/>ШАХТАХ.....</b>                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                            | <b>5</b>  |
| Фряннов В.Н., Павлова Л.Д. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный<br>университет», г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                   |           |
| <b>УПРАВЛЕНИЕ ПЛОЩАДНЫМ ВЫПУСКОМ УГЛЯ.....</b>                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                         | <b>10</b> |
| <sup>1</sup> Кубанычбек Б., <sup>2</sup> Опрук Г.Ю. 1 – Институт горного дела СО РАН 2 - ОАО<br>СИБГИПРОШАХТ г. Новосибирск, Россия                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                    |           |
| <b>ОБОБЩЕНИЕ И СИСТЕМАТИЗАЦИЯ ИНОСТРАННОГО ОПЫТА РАЗРАБОТКИ<br/>ОБВОДНЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ .....</b>                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                    | <b>15</b> |
| Бобыльский А.С. Институт горного дела СО РАН г. Новосибирск, Россия                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                    |           |
| <b>ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ<br/>ПЛАСТОВ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ КУЗБАССА.....</b>                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                     | <b>20</b> |
| Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А. Институт угля и углехимии СО РАН,<br>г. Кемерово, Россия                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                     |           |
| <b>СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ЭМИССИОННЫХ ПРОЕКТОВ С ШАХТНЫМ<br/>ГАЗОМ В СТРАНАХ СНГ .....</b>                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                            | <b>24</b> |
| <sup>1</sup> Бакхаус К., <sup>2</sup> Безпфлюг В.А., <sup>3</sup> Хоппе С. 1 - А-ТЕС Анлагентехник ГмбХ, <a href="http://www.Atec.de">www.Atec.de</a><br>2 - Демета ГмбХ, <a href="http://www.Demeta.net">www.Demeta.net</a> 3 - Про2 Анлагентехник ГмбХ, <a href="http://www.Pro2.com">www.Pro2.com</a> Германия                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                      |           |
| <b>УКРУПНЕННАЯ ОЦЕНКА ОПТИМАЛЬНЫХ ОБЪЕМОВ ДОБЫЧИ УГЛЯ<br/>НА ПЛАСТАХ ШАХТЫ «КОТИНСКАЯ» .....</b>                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                       | <b>27</b> |
| Ордин А. А., Гончаров В. М. Институт горного дела СО РАН г. Новосибирск, Россия                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                        |           |
| <b>ИДЕНТИФИКАЦИЯ ГИБКИХ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ<br/>ГОРНЫХ И ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ В УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ<br/>РЕГИОНАХ.....</b>                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                   | <b>32</b> |
| Федаш А.В. ГОУ ВПО «Московский государственный горный университет»<br>г. Москва, Россия                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                |           |
| <b>ОПЫТ ВНЕДРЕНИЯ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА «АРМ ДЛЯ УПРАВЛЕНИЯ<br/>ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕМ» НА ПРЕДПРИЯТИЯХ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ И<br/>ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ.....</b>                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                       | <b>36</b> |
| Казаков А.П., Белов А.Н., Первушин И.А. ЗАО «ГАЛУС» г. Санкт-Петербург, Россия                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                         |           |
| <b>ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ УГЛЯ, ОСТАВЛЕННЫХ В ЦЕЛИКАХ<br/>РАЗЛИЧНОЙ ФОРМЫ .....</b>                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                              | <b>43</b> |
| Климов В.Г., Ремезов А.В., Бубнов К.А. ГОУ ВПО «Кузбасский государственный<br>технический университет» г. Кемерово, Россия                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                             |           |
| <b>ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ НАНОТЕХНОЛОГИЙ В МИРЕ И РОССИИ .....</b>                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                       | <b>55</b> |
| А.В. Ремезов, К.А. Бубнов, А.В. Бедарев ГОУ ВПО «Кузбасский государственный<br>технический университет» г. Кемерово, Россия                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                            |           |
| <b>СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ОБЪЕКТАМИ УГОЛЬНОЙ<br/>ОТРАСЛИ.....</b>                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                            | <b>62</b> |
| <sup>1</sup> Ивушкин А.А., <sup>1</sup> Венгер К.Г., <sup>2</sup> Коровин С.К., <sup>3</sup> Мышляев Л.П., <sup>4</sup> Сазыкин Г.П., <sup>5</sup> Киселев С.Ф.<br>1 - ООО «Объединенная компания «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия<br>2 - ГОУ ВПО «Московский государственный университет им. М.В. Ломоносова», г. Москва,<br>Россия 3 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный ниверситет»,<br>г. Новокузнецк, Россия 4 - ЗАО «Горный институт по проектированию предприятий<br>угольной промышленности «Гипроуголь», г. Новосибирск, Россия 5 - ООО «Научно-<br>исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия |           |



|                                                                                                                                                                                                                                                                                          |           |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------|
| <b>СЕКЦИЯ «ТЕХНОЛОГИЯ И ТЕХНИКА ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА» .....</b>                                                                                                                                                                                                                          | <b>67</b> |
| <b>ИСТОРИЯ, СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ НАУЧНОЙ ШКОЛЫ</b>                                                                                                                                                                                                                           |           |
| <b>«СОЗДАНИЕ НАУКОЕМКИХ ГЕОИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ» .....</b>                                                                                                                                                                                | <b>69</b> |
| Фрянов В.Н., Павлова Л.Д. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                          |           |
| <b>ИСТОРИЯ, СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИИ</b>                                                                                                                                                                                                                              |           |
| <b>ПОДЗЕМНОЙ ГИДРОДОБЫЧИ .....</b>                                                                                                                                                                                                                                                       | <b>76</b> |
| Фрянов В.Н. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                        |           |
| <b>ТРЕХМЕРНАЯ ДИСКРЕТИЗАЦИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ СЛОИСТОГО ГОРНОГО МАССИВА С УЧЕТОМ РАЗМЕРОВ ОБЪЕКТОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ.....</b>                                                                                                                                      |           |
| <b>88</b>                                                                                                                                                                                                                                                                                |           |
| Павлова Л.Д., Фрянов В.Н. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                          |           |
| <b>МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЦ ЗОН ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ГОРНОГО МАССИВА ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ЦИКЛИЧЕСКОГО ОБРУШЕНИЯ ПОРОД КРОВЛИ ПРИ ПОШАГОВОМ ДВИЖЕНИИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ .....</b>                                                                                                                  |           |
| <b>103</b>                                                                                                                                                                                                                                                                               |           |
| Павлова Л.Д., Фрянов В.Н. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                          |           |
| <b>ПРОХОДЧЕСКО-ОЧИСТНОЙ ГИДРАВЛИЧЕСКИЙ МЕХАНИЗИРОВАННЫЙ КОМПЛЕКС .....</b>                                                                                                                                                                                                               |           |
| <b>114</b>                                                                                                                                                                                                                                                                               |           |
| <sup>1</sup> Сенкус Вал.В., <sup>1</sup> Фрянов В.Н., <sup>2</sup> Стефанюк Б.М., <sup>2</sup> Сенкус В.В. 1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» 2 - Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет» г. Новокузнецк, Россия |           |
| <b>КОМПЛЕКСНЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ .....</b>                                                                                                                                                                                             |           |
| <b>117</b>                                                                                                                                                                                                                                                                               |           |
| Сенкус Вал. Вит., Фрянов В.Н. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                      |           |
| <b>КОМПЛЕКСНЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ СВИТ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ СИНКЛИНАЛЬНЫХ И БРАХИСИНКЛИНАЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ .....</b>                                                                                                                                                                         |           |
| <b>120</b>                                                                                                                                                                                                                                                                               |           |
| <sup>1</sup> Сенкус Вал.В., <sup>1</sup> Фрянов В.Н., <sup>2</sup> Стефанюк Б.М., <sup>2</sup> Сенкус В.В. 1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» 2 - Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет» г. Новокузнецк, Россия |           |
| <b>КОМПЛЕКСНЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ СВИТ ПЛАСТОВ АНТИКЛИНАЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ .....</b>                                                                                                                                                                                                     |           |
| <b>122</b>                                                                                                                                                                                                                                                                               |           |
| <sup>1</sup> Сенкус Вал.В., <sup>1</sup> Фрянов В.Н., <sup>2</sup> Стефанюк Б.М., <sup>2</sup> Сенкус В.В. 1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» 2 - Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет» г. Новокузнецк, Россия |           |
| <b>ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ГИДРАВЛИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ УГОЛЬНОГО МАССИВА НА ПЛАСТАХ СО СЛОЖНОЙ СЛОЕВОЙ СТРУКТУРОЙ.....</b>                                                                                                                                                                  |           |
| <b>124</b>                                                                                                                                                                                                                                                                               |           |
| <sup>1</sup> Воротников В.И., <sup>2</sup> Сенкус В.В., <sup>2</sup> Фомичев С.Г. 1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» 2 - Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет» г. Новокузнецк, Россия                          |           |
| <b>МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ГИДРОРАЗРУШЕНИЯ СЛОЕВЫХ УГОЛЬНЫХ МАССИВОВ .....</b>                                                                                                                                                                                                            |           |
| <b>126</b>                                                                                                                                                                                                                                                                               |           |
| <sup>1</sup> Воротников В.И., <sup>2</sup> Сенкус В.В., <sup>2</sup> Фомичев С.Г. 1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» 2 - Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет» г. Новокузнецк, Россия                          |           |

|                                                                                                                                                                        |     |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| РАЗРАБОТКА СПОСОБА ПОЛУЧЕНИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ .....                                                                  | 133 |
| <sup>1</sup> Волченко Г.Н., <sup>1</sup> Волченко Н.Г., <sup>1</sup> Фрянов В.Н., <sup>1</sup> Павлова Л.Д., <sup>3</sup> Серяков В.М., <sup>2</sup> Волченко Д.К.     |     |
| 1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»                                                                                                     |     |
| 2 – ОАО «Шахта «Кушеяковская» г. Новокузнецк, Россия 3 – Институт горного дела СО РАН г. Новосибирск, Россия                                                           |     |
| РАЗРАБОТКА КВАЗИДИНАМИЧЕСКОЙ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ФОРМИРОВАНИЯ ВЗРЫВНОЙ ВОРОНКИ ПРИ ВЗРЫВАНИИ ЗАРЯДА ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ НА СВОБОДНУЮ ПОВЕРХНОСТЬ.....                 | 137 |
| Волченко Г.Н., Кулаков В.И., Фрянов В.Н. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                         |     |
| К ВОПРОСУ О РАЗВИТИИ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ КОМБИНИРОВАННОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ В УСЛОВИЯХ ЮГА КУЗБАССА.....                                                         | 144 |
| Домрачев А.Н., Лукин К.Д. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                        |     |
| РЕАЛИЗАЦИЯ МОДЕЛИ ПРОВЕДЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ СРЕДСТВАМИ ОБЪЕКТНО-ОРИЕНТИРОВАННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ .....                                                       | 148 |
| Домрачев А.Н. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                    |     |
| ТЕХНОЛОГИЯ ПРИМЕНЕНИЯ СТАЛЕМИНЕРАЛЬНОЙ АНКЕРНОЙ КРЕПИ НА ШАХТАХ КУЗБАССА .....                                                                                         | 152 |
| <sup>1</sup> Никитина А.М., <sup>2</sup> Разумов Е.А., <sup>2</sup> Антонов А.Н. 1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» 2 - ООО «РАНК – 2» |     |
| г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                 |     |
| ПОЭТАПНЫЙ ПЕРЕХОД ДЕЙСТВУЮЩЕГО РАЗРЕЗА С УГЛУБОЧНОЙ ПРОДОЛЬНОЙ НА ПОПЕРЕЧНУЮ СИСТЕМУ РАЗРАБОТКИ .....                                                                  | 155 |
| Селюков А.В. ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет» г. Кемерово, Россия                                                                          |     |
| ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ФОРМИРОВАНИЯ ВЫЕМОЧНО-ТРАНСПОРТНЫХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ УГЛЕНАСЫЩЕННЫХ ЗОН КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ РАЗРЕЗОВ КУЗБАССА.....                                | 162 |
| Корякин А.И., Колесников В.Ф., Селюков А.В. ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет» г. Кемерово, Россия                                           |     |
| ИНКЛИНОМЕТР ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОСТРАНСТВЕННОГО ПОЛОЖЕНИЯ ПРОБУРЕННЫХ СКВАЖИН ПРИ ПОДГОТОВКЕ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО МАССИВА К ИЗВЛЕЧЕНИЮ.....                                     | 168 |
| Цинкер Л.М., Пашин Д.С. ОАО «Восточный научно-исследовательский горнорудный институт» г. Новокузнецк, Россия                                                           |     |
| ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ТАШТАГОЛЬСКОГО ФИЛИАЛА ОАО «ЕВРАЗРУДА».....                                                                                    | 171 |
| <sup>1</sup> Цинкер Л.М., <sup>2</sup> Смирнов С.М., <sup>2</sup> Слизов А.В. 1 - ОАО «Восточный научно-исследовательский горнорудный институт» 2 - ОАО «Евразхолдинг» |     |
| г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                 |     |
| ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ УПРАВЛЯЕМОГО ВЫПУСКА УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ ПРИ ОТРАБОТКЕ МОЦНЫХ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ .....                                                        | 176 |
| Николаев А.В. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                    |     |
| ОБОСНОВАНИЕ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ КОМПЛЕКСНОЙ РАЗРАБОТКИ ПОПУТНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ КАТЭК.....                                                          | 177 |
| Резник А.В. Институт горного дела СО РАН г. Новосибирск, Россия                                                                                                        |     |



|                                                                                                                                                                    |            |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| АНАЛИЗ РАБОТЫ СТРУГОВЫХ УСТАНОВОК НА ШАХТАХ КУЗБАССА.....                                                                                                          | 181        |
| Ремезов А.В., Бубнов К.А., Храмцов В.И. ГОУ ВПО «Кузбасский государственный<br>технический университет» г. Кемерово, Россия                                        |            |
| МАСШТАБНЫЙ ЭФФЕКТ И ЕГО МИНИМИЗАЦИЯ В КОНСТРУКЦИИ<br>ПРИБОРА ДЛЯ ИЗМЕРЕНИЯ КРЕПОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД.....                                                              | 201        |
| Корнеев В.А. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»<br>г. Новокузнецк, Россия                                                              |            |
| МЕТОДИКА ОЦЕНКИ АДЕКВАТНОСТИ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ<br>ПРОГНОЗА СМЕЩЕНИЙ ПОРОД КРОВЛИ РЕАЛЬНЫМ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМ<br>ПРОЦЕССАМ.....                                    | 203        |
| Корнев Е.С. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»<br>г. Новокузнецк, Россия                                                               |            |
| СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИЙ БЕЗЛЕЗВИЙНОГО БУРОВОГО<br>ИНСТРУМЕНТА, ПРИМЕНЯЕМОГО ПРИ УДАРНОМ РАЗРУШЕНИИ<br>ГОРНЫХ ПОРОД .....                                     | 207        |
| Жуков И.А. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»<br>г. Новокузнецк, Россия                                                                |            |
| <b>СЕКЦИЯ «ЭКОНОМИКА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ».....</b>                                                                                                            | <b>211</b> |
| МНОГОУРОВНЕВЫЕ ГОРНО-МЕТРИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ ПЛАСТОВЫХ<br>МЕСТОРОЖДЕНИЙ .....                                                                                           | 213        |
| Шаклеин С.В., Писаренко М.В. Учреждение Российской Академии наук<br>Институт угля и углехимии СО РАН г. Кемерово, Россия                                           |            |
| ПОТЕНЦИАЛ РАЗЛИЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ<br>В КУЗБАССЕ .....                                                                                           | 218        |
| Писаренко М.В. Учреждение Российской Академии наук Институт угля и углехимии<br>СО РАН г. Кемерово, Россия                                                         |            |
| МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ФОРМИРОВАНИЯ ЗАТРАТ НА ПОДГОТОВКУ<br>И ОТРАБОТКУ ВЫЕМОЧНЫХ СТОЛБОВ .....                                                                       | 222        |
| Нифонтов А.И., Кушнеров Ю.П. ГОУ ВПО «Сибирский государственный<br>индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                              |            |
| ЭТАП СТАБИЛЬНОГО РАЗВИТИЯ ЖИЗНЕННОГО ЦИКЛА<br>УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ.....                                                                                     | 225        |
| Петрова Т.В., Рассохина Т. Ю. Марков В.Ф. ГОУ ВПО «Сибирский государственный<br>индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                 |            |
| ПЛАНИРОВАНИЕ ЗАТРАТ НА ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК .....                                                                                                           | 230        |
| Петрова Т.В., Тельцова Я.М. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный<br>университет» г. Новокузнецк, Россия                                               |            |
| О СИСТЕМЕ НАЛОГОВ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ.....                                                                                                                     | 236        |
| Смирнова С.А. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»<br>г. Новокузнецк, Россия                                                             |            |
| КОНЦЕПЦИЯ ОЦЕНКИ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ РЕСУРСОВ В ЭКОНОМИКЕ<br>РЕГИОНА .....                                                                                            | 240        |
| Дубовик Ю.В. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»<br>г. Новокузнецк, Россия                                                              |            |
| ОСОБЕННОСТИ ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ УГОЛЬНЫХ<br>МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ .....                                                                    | 242        |
| <sup>1</sup> Казанцева Г.Г., <sup>2</sup> Сычев И.И. 1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный<br>индустриальный университет» 2 - ООО «Обскур» г. Новокузнецк, Россия |            |
| СТРУКТУРА И ФУНКЦИИ СОЦИАЛЬНО-ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ<br>СИСТЕМЫ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ .....                                                                       | 244        |
| Васильев П.В., Фрянова О.В. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный<br>университет» г. Новокузнецк, Россия                                               |            |

|                                                                                                                                                                                                                                                        |            |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| ОБОСНОВАНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНВЕСТИЦИЙ<br>НА РАЗРАБОТКУ И ВНЕДРЕНИЕ СИСТЕМЫ МЕНЕДЖМЕНТА КАЧЕСТВА<br>ИСО 9001:2008 НА ОАО «ОСИННИКОВСКИЙ РЕМОНТНО-МЕХАНИЧЕСКИЙ<br>ЗАВОД» .....                                                              | 249        |
| Гринкевич О.В., Янак Т.А. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный<br>университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                     |            |
| ОБОСНОВАНИЕ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ НОРМАТИВНОЙ БАЗЫ<br>ПРОЕКТИРОВАНИЯ ОБЪЕКТОВ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ .....                                                                                                                                                  | 251        |
| Кутцар Т.М. ЗАО «Промуглепроект» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                                |            |
| АЛГОРИТМ ВЫБОРА ОПТИМАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ШАХТЫ<br>С УЧЕТОМ ПОТЕРЬ УГЛЯ .....                                                                                                                                                                  | 253        |
| Шкредова Н.С., Гаврилов Б.И. ГОУ ВПО «Сибирский государственный<br>индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                  |            |
| ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМЫ<br>ТИРИСТОРНОГО АСИНХРОННОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА ДЛЯ ШАХТНЫХ<br>ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК .....                                                                                                                    | 257        |
| Вавиловский В.И., Харитонов В.П. ГОУ ВПО «Сибирский государственный<br>индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                              |            |
| РАЗРАБОТКА МЕХАНИЗМА УПРАВЛЕНИЯ СОЦИАЛЬНО-<br>ЭКОНОМИЧЕСКИМИ СИСТЕМАМИ РЕСУРСНОГО РЕГИОНА.....                                                                                                                                                         | 259        |
| Новичихин А.В. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»<br>г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                |            |
| ИССЛЕДОВАНИЕ СУЩЕСТВУЮЩИХ МЕТОДИК УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ<br>ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ВУЗА .....                                                                                                                                                      | 262        |
| Дмитриева О.В., Фрянов В.Н. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный<br>университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                   |            |
| ОБОСНОВАНИЕ АЛГОРИТМА СИНТЕЗА И ОПТИМИЗАЦИИ ВСКРЫТИЯ И<br>ПОДГОТОВКИ ЗАПАСОВ ВЫРАБОТКАМИ, РАЗМЕЩЕННЫМИ<br>ВО ВНУТРЕННИХ ОТВАЛАХ.....                                                                                                                   | 266        |
| Мельников С.П. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»<br>г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                |            |
| АНАЛИЗ МОДЕЛИ УПРАВЛЕНИЯ СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ<br>СИСТЕМОЙ СТРАНЫ .....                                                                                                                                                                              | 269        |
| Смирнова М.В., Павлова Л.Д. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный<br>университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                   |            |
| <b>СЕКЦИЯ «ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЕ, ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ И<br/>ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ СИСТЕМЫ» .....</b>                                                                                                                                                            | <b>275</b> |
| ИСТОРИЯ, СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ НАУЧНОЙ ШКОЛЫ<br>«ИНФОРМАЦИОННО-МАТЕРИАЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ<br>В ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ СИСТЕМАХ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО<br>КОМПЛЕКСА» .....                                                                        | 277        |
| Пугачёв Е.В. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»<br>г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                  |            |
| РЕГУЛЯТОР НАГРУЗКИ ЭЛЕКТРОПРИВОДА РЕЗАНИЯ ПРОХОДЧЕСКОГО<br>КОМБАЙНА .....                                                                                                                                                                              | 280        |
| Пугачев Е.В., Мещерина Ю.А., Кунина Д.В. ГОУ ВПО «Сибирский государственный<br>индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                      |            |
| ИНФОРМАЦИОННО УПРАВЛЯЮЩИЕ СИСТЕМЫ ДЛЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ<br>КОМПЛЕКСОВ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ .....                                                                                                                                                  | 291        |
| <sup>1</sup> Пугачев Е.В., <sup>1</sup> Лапин С.Э., <sup>2</sup> Кокорев А.Н. 1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный<br>индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия 2 - Уральский государственный<br>горный университет г. Екатеринбург, Россия |            |

|                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                    |     |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| ВЫБОР ТИРИСТОРОВ РОТОРНОГО И СТАТОРНОГО КОММУТАТОРА ДЛЯ АСИНХРОННОГО ДВИГАТЕЛЯ ТИРИСТОРНОГО ПРИВОДА ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ .....                                                                                                                                                                                              | 301 |
| Пугачев Е.В., Вавиловский В.И., Харитонов В.П. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                               |     |
| ПРИМЕНЕНИЕ МИКРОКОНТРОЛЛЕРОВ В СИСТЕМАХ АВТОМАТИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ С ПЕРЕМЕННОЙ СТРУКТУРОЙ .....                                                                                                                                                                                                                                   | 307 |
| Харитонов В.П., Вавиловский В.И. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                                             |     |
| МОДЕРНИЗАЦИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ Г-Д ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ .....                                                                                                                                                                                                                              | 310 |
| <sup>1</sup> Сорокин А.А., <sup>2</sup> Мещерин А.Т., <sup>2</sup> Пугачев Е.В., <sup>1</sup> Ваулин Г.А., <sup>1</sup> Сухов М.В., <sup>2</sup> Мещерина Ю.А., <sup>1</sup> Ершов А.М. 1 - ООО Научно-производственная фирма «ИНТЕХСИБ» 2 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия |     |
| ИДЕНТИФИКАЦИЯ КРЕПОСТИ ГОРНОЙ ПОРОДЫ И ФОРМИРОВАНИЕ ЗАДАНИЙ РЕГУЛЯТОРУ НАГРУЗКИ ЭЛЕКТРОПРИВОДА РЕЗАНИЯ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА.....                                                                                                                                                                                                 | 314 |
| Мещерина Ю.А. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                                                                |     |
| МОДЕЛЬ ДИНАМИЧЕСКОГО ЗВЕНА «ИСПОЛНИТЕЛЬНЫЙ ОРГАН – ЗАБОЙ» ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА .....                                                                                                                                                                                                                                             | 318 |
| Мещерина Ю.А., Мещерин А.Т., Кунинина Д.В. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                                   |     |
| СПОСОБ И УСТРОЙСТВО ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ АККУМУЛЯТОРОВ ДЛЯ КОМПЛЕКТАЦИИ ИХ В БАТАРЕИ .....                                                                                                                                                                                                                         | 321 |
| Пугачев Е.В., Тимофеев А.С., Бич Т.А. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                                        |     |
| РЕЖИМЫ ИСПЫТАНИЙ ТЯГОВЫХ АККУМУЛЯТОРНЫХ БАТАРЕЙ.....                                                                                                                                                                                                                                                                               | 327 |
| Пугачева Э.Е. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                                                                |     |
| ОЦЕНКА ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ КРЕПЕЙ ПОДДЕРЖИВАЮЩЕГО ТИПА С ВЕРХНИМИ СВЯЗЯМИ ДЛЯ ОТРАБОТКИ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С НЕУСТОЙЧИВОЙ КРОВЛЕЙ .....                                                                                                                                                                              | 331 |
| Гордеев С.Н. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                                                                 |     |
| СНИЖЕНИЕ ЭНЕРГОЗАТРАТ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ ОПЕРАТИВНО-ДИСПЕТЧЕРСКОГО УПРАВЛЕНИЯ .....                                                                                                                                                                                            | 338 |
| Бих В.В. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                                                                     |     |
| ПУТИ ОПТИМИЗАЦИИ ЭЛЕКТРОПОТРЕБЛЕНИЯ КОНВЕЙЕРНЫМ ТРАНСПОРТОМ УГОЛЬНЫХ ШАХТ .....                                                                                                                                                                                                                                                    | 343 |
| Алюханов К.А. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                                                                |     |
| ЭЛЕКТРОФИЗИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ РЫХЛЫХ ОТЛОЖЕНИЙ НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ.....                                                                                                                                                                                                                                                            | 346 |
| Простов С. М., Смирнов Н. А. ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет» г. Кемерово, Россия                                                                                                                                                                                                                      |     |
| ЭФФЕКТИВНОЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЕ УДЕЛЬНОЙ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ НАГРУЗКИ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ СЕТЕЙ Г. ПРОКОПЬЕВСКА .....                                                                                                                                                                                                                               | 349 |
| Воронов М. А. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                                                                |     |

|                                                                                                                                              |            |
|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| <b>СЕКЦИЯ «ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МЕТАНА И УГЛЕПРОДУКТОВ» .....</b>                                                               | <b>353</b> |
| РАЗРАБОТКА ОТЕЧЕСТВЕННОЙ ДЕГАЗАЦИОННОЙ УСТАНОВКИ НОВОГО ПОКОЛЕНИЯ .....                                                                      | 355        |
| Дурнин М.К. г. Новокузнецк, Россия                                                                                                           |            |
| ИННОВАЦИОННЫЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ О РАЗРУШЕНИИ ОЗОНОВОГО СЛОЯ АТМОСФЕРЫ ТЕХНОГЕННОЙ И ПРИРОДНОЙ ЭМИССИЕЙ МЕТАНА.....                               | 362        |
| Грицюк Я.М. ООО «Аэрокосмическая партия» г. Новокузнецк, Россия                                                                              |            |
| ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОЦЕНКИ ГАЗОДИНАМИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ НА УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ И ПРОГНОЗ КАТАСТРОФИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ .....               | 367        |
| <sup>1</sup> Грицюк Я.М., <sup>1</sup> Кочеткова В.М., <sup>1</sup> Холявко Г.Р., <sup>2</sup> Епифанцев О.Г., <sup>2</sup> Плетенчук Н.С.   |            |
| 1 - ООО «Аэрокосмическая партия» 2 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                   |            |
| УТИЛИЗАЦИЯ МЕТАНА .....                                                                                                                      | 375        |
| Серегин Г.С. ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» г. Новокузнецк, Россия                                                                                |            |
| РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ПРОГНОЗА ПАРАМЕТРОВ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЯ ПРИ НЕРАВНОМЕРНОМ ДВИЖЕНИИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ КУЗБАССА .....              | 379        |
| Вишняков М. А., Мячин В.В. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                             |            |
| ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ ВЫДЕЛЕНИЯ МЕТАНА ПРИ ДОБЫЧЕ УГЛЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ .....                                                                | 388        |
| Стрелковская О.М., Мячин В.В. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                          |            |
| ПРОБЛЕМЫ ИЗОЛЯЦИИ ГАЗОДРЕНАЖНЫХ СЕТЕЙ.....                                                                                                   | 395        |
| Иванкин А.Ю. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                           |            |
| К ВОПРОСУ ОБ УПРАВЛЕНИИ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЕМ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА.....                                                                               | 396        |
| Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                        |            |
| ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ МЕТАНА.....                                                                                                          | 399        |
| Ремезов А.В., Черкашин А.А, Дарбинян Д.О., Бубнов К.А. ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет» г. Кемерово, Россия      |            |
| АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЙ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ .....                                                                            | 402        |
| Ремезов А.В., Бубнов К.А., Черкашин А.А., Дарбинян Д.О. ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет» г. Кемерово, Россия     |            |
| РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ ПО ПРИГОТОВЛЕНИЮ И СЖИГАНИЮ СУСПЕНЗИОННОГО УГОЛЬНОГО ТОПЛИВА .....                                     | 412        |
| <sup>1</sup> Мурко В.И., <sup>1</sup> Федяев В.И., <sup>1</sup> Мастихина В.П., <sup>2</sup> Мышляев Л.П., <sup>3</sup> Айнетдинов Х.Л.      |            |
| 1 - ЗАО НПП «Сибэкотехника» г. Новокузнецк, Россия 2 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия |            |
| 3 - ОАО «Междуречье, г. Междуреченск, Россия                                                                                                 |            |
| ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПРЕИМУЩЕСТВА ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СУСПЕНЗИОННОГО УГОЛЬНОГО ТОПЛИВА .....                                                              | 418        |
| <sup>1</sup> Мурко В.И., <sup>1</sup> Федяев В.И., <sup>1</sup> Дзюба Д.А., <sup>2</sup> Журавлева Н.В. 1 - ЗАО НПП «Сибэкотехника»          |            |
| 2 - ОАО «Западно-Сибирский испытательный центр» г. Новокузнецк, Россия                                                                       |            |

|                                                                                                                                                                                                                                                                                                              |            |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| <b>СЕКЦИЯ «ПРОМЫШЛЕННАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ».....</b>                                                                                                                                                                                                                                               | <b>425</b> |
| ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ УСИЛЕНИЯ СОЦИАЛЬНОЙ И ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ<br>БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО РЕГИОНА.....                                                                                                                                                                                                       | 427        |
| Робинсон Б.В. Новосибирский государственный университет экономики и управления<br>г. Новосибирск, Россия                                                                                                                                                                                                     |            |
| НЕОБХОДИМОСТЬ ВНЕДРЕНИЯ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ<br>ПРОВЕТРИВАНИЕМ ШАХТ (САУПШ).....                                                                                                                                                                                                               | 429        |
| Зырянов С.А., Петров Н.Н. Институт горного дела СО РАН г. Новосибирск, Россия                                                                                                                                                                                                                                |            |
| МОДЕРНИЗАЦИЯ ГЛАВНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ ШАХТ ДЛЯ СНИЖЕНИЯ<br>ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЯ И ПОВЫШЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ПО ФАКТОРУ<br>ВЕНТИЛЯЦИИ.....                                                                                                                                                                              | 433        |
| Петров Н.Н., Баранов В.Ю., Козлов Ю.В. Институт горного дела СО РАН<br>г. Новосибирск, Россия                                                                                                                                                                                                                |            |
| МЕТОДИКА ПРОЕКТИРОВАНИЯ И РАСЧЕТА ЛОПАТОЧНЫХ СИСТЕМ<br>РЕВЕРСИВНЫХ ОСЕВЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ .....                                                                                                                                                                                                                 | 440        |
| Петров Н. Н., Грехнёва Е. Ю. Институт горного дела СО РАН г. Новосибирск, Россия                                                                                                                                                                                                                             |            |
| НАПРАВЛЕНИЕ ИССЛЕДОВАНИЙ НА КАФЕДРЕ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ<br>МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ БЕЗОПАСНОСТИ ВЕДЕНИЯ<br>ГОРНЫХ РАБОТ .....                                                                                                                                                                            | 444        |
| <sup>1</sup> Говорухин Ю.М., <sup>1</sup> Криволапов В.Г., <sup>1</sup> Лукин К.Д., <sup>2</sup> Векслер Ю.А.<br>1 - ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк,<br>Россия 2 - Marco GmbH, Германия                                                                       |            |
| ЗАДАЧИ РАСШИРЕНИЯ ФУНКЦИЙ ШАХТНЫХ ИНФОРМАЦИОННО-<br>УПРАВЛЯЮЩИХ СИСТЕМ.....                                                                                                                                                                                                                                  | 449        |
| Пугачев Е.В., Лапин С.Э., Кокорев А.Н. ГОУ ВПО «Сибирский государственный<br>индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                              |            |
| ВЛИЯНИЕ ЧЕЛОВЕЧЕСКОГО ФАКТОРА И ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ НА<br>РАБОТУ ЭЛЕКТРОПРИВОДА РЕЗАНИЯ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА.....                                                                                                                                                                                  | 451        |
| Иванов А.С. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»<br>г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                                         |            |
| КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ШАХТНЫХ ВОД .....                                                                                                                                                                                                                                                                  | 453        |
| Криволапов В.Г., Казачук И.М. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный<br>университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                       |            |
| К ВОПРОСУ ОБ ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПРОМЫШЛЕННОЙ<br>БЕЗОПАСНОСТЬЮ И ОХРАНОЙ ТРУДА НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ КУЗБАССА<br>(НА ПРИМЕРЕ ООО «ШАХТА ЗИМИНКА») .....                                                                                                                                            | 455        |
| <sup>1</sup> Джалалян Ю.М., <sup>2</sup> Киенко Е.В., <sup>3</sup> Попов В.Б. 1 - Новокузнецкий филиал-институт<br>ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет» 2 - Центр психолого-медико-<br>социального сопровождения «ДАР» 3 - НП «Новокузнецкий институт малого бизнеса»<br>г. Новокузнецк, Россия |            |
| ОБ ЭКСПЕРТИЗЕ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ОЧИСТНЫХ<br>МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ.....                                                                                                                                                                                                                         | 459        |
| Журавлёв Р.П., Демидов В.И., Троян Н.П. ЗАО «НИИЦ КузНИУИ» г. Прокопьевск,<br>Россия                                                                                                                                                                                                                         |            |
| СОВРЕМЕННАЯ СИСТЕМА ИННОВАЦИОННОГО ОБУЧЕНИЯ РУКОВОДИТЕЛЕЙ<br>И СПЕЦИАЛИСТОВ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ ОХРАНЕ ТРУДА И<br>ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ .....                                                                                                                                                          | 461        |
| Медведев Б.Н., Воротников В.И. ГОУ ВПО «Сибирский государственный<br>индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия                                                                                                                                                                                      |            |
| МОНИТОРИНГ УРОВНЯ СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ МАССОВЫХ<br>ВЗРЫВОВ.....                                                                                                                                                                                                                                         | 465        |

|                                                                                                                                               |     |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| Машуков И.В., Ефименко А.С., Борисов И.В., Горюшин И.А. ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк, Россия |     |
| КОТЛЫ С ВИХРЕВЫМИ ТОПКАМИ «ТОРНАДО» .....                                                                                                     | 469 |
| Пузырев Е.М., Афанасьев К.А., Пузырев М.Е., Климов Г.А. Группа компаний «ПЭМ – КПК» гг.Барнаул-Бийск, Россия                                  |     |
| ТЕХНОЛОГИЯ БРИКЕТИРОВАНИЯ УГЛЯ И КОКСОВОЙ МЕЛОЧИ .....                                                                                        | 478 |
| Никишанин М.С., Каширских М.В. Группа компаний «ПЭМ – КПК» (ООО «НПП «Брикетные технологии») г. Барнаул, Россия                               |     |

Научное издание

# **НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ**

Сборник научных статей

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Компьютерная верстка Л.Д. Павловой

Подписано в печать 24.05.2010г. 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